



Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования  
«Технический университет УГМК»

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ВЫПОЛНЕНИЮ  
КУРСОВОГО ПРОЕКТА ПО ДИСЦИПЛИНЕ  
ВСКРЫТИЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

<b>Специальность</b>	<u>21.05.04 Горное дело</u>
<b>Направленность (профиль)</b>	<u>Подземная разработка рудных месторождений</u>
<b>Уровень высшего образования</b>	<u>Специалитет</u> <i>(бакалавриат, специалитет, магистратура)</i>

Автор - разработчик: Мажитов А. М., канд. техн. наук, доцент  
Рассмотрено на заседании кафедры разработки месторождений полезных ископаемых  
Одобрено Методическим советом университета 30 июня 2021 г., протокол № 4

г. Верхняя Пышма  
2021

## Оглавление

1. Порядок выполнения курсового проекта .....	3
2. Объем и оформление курсового проекта .....	3
3. Последовательность решения задачи по выбору способа вскрытия месторождения .....	4
4. Обоснование основных производственных параметров рудника .....	4
4.1. Геологическая характеристика месторождения .....	4
4.2. Выбор способа разработки и определение границ .....	5
между открытыми и подземными работами .....	5
4.3. Подсчет промышленных запасов руды .....	6
4.4. Производственная мощность и срок существования рудника .....	7
4.5. Проектные решения по высоте этажа, системе разработки, типу подъема и транспорта, делению горизонтов на основные и вспомогательные .....	9
5. Обоснование вариантов вскрытия .....	12
5.1. Выбор вариантов вскрытия .....	12
5.2. Обоснование типа, числа вскрывающих выработок .....	13
и схемы их расположения .....	13
5.3. Поверхностный технологический комплекс шахты .....	19
6. Календарный план строительства рудника .....	22
6.1. Методические указания по составлению календарного плана .....	22
6.2. Исходные данные для составления календарного плана .....	23
7. Техничко-экономическая оценка вариантов .....	24
7.1. Исходные данные для расчетов .....	24
7.1.1. Стоимость зданий и сооружений .....	24
7.1.2. Стоимость горно-капитальных и горно-подготовительных выработок .....	25
7.1.3. Расчет годовых эксплуатационных затрат .....	26
7.2. Экономическое сравнение вариантов вскрытия по критерию срока окупаемости капитальных затрат .....	28
Приложение 1 .....	42
Приложение 2 .....	45
Приложение 3 .....	48
Приложение 4 .....	50
Приложение 5 .....	54

## ***1. Порядок выполнения курсового проекта***

Проект выполняется студентами при консультации руководителя проектирования - преподавателя кафедры "Подземная разработка месторождений полезных ископаемых" в часы, предусмотренные расписанием консультаций.

Для студентов, активно участвующих с СНО и научных исследованиях кафедры, курсовой проект может быть заменен исследовательской работой. Тема и программа такой работы утверждается кафедрой ПРМПИ по представлению руководителя НИР.

Законченный в установленный учебным графиком срок, курсовой проект проверяется руководителем и допускается к защите перед комиссией на кафедре. По результатам защиты дается оценка проекту.

При выполнении курсового проекта необходимо использовать новейшие достижения горной науки и техники, учитывать требования к подземной разработке с точки зрения безопасности, охраны недр и окружающей среды.

## ***2. Объем и оформление курсового проекта***

Курсовой проект состоит из графической части и расчетно-пояснительной записки.

Расчетно-пояснительная записка по объему должна составлять 25 - 30 стр. рукописного текста.

Изложение записки краткое и ясное. Первую страницу представляет лист с заданием на курсовой проект, а на последней - приводится список использованной литературы, на которую сделаны ссылки в тексте, ставится подпись студента с датой окончания проектирования.

Наименование разделов по теме проекта, их объемы и последовательность изложения должны соответствовать рекомендациям настоящих методических указаний. Любое решение, принимаемое студентом, должно быть обосновано технически, а при необходимости и экономически со ссылкой на соответствующую литературу или практику подземных рудников.

Пояснительная записка должна содержать следующие разделы и подразделы:

Введение.

1. Исходные данные для проектирования.

2. Основные параметры рудника.

2.1. Выбор способа разработки и определение границы между открытыми и подземными работами.

2.2. Размеры и запасы рудничного поля.

2.3. Производственная мощность и срок существования рудника.

2.4. Проектные решения по высоте этажа, систем разработки, типу подземного транспорта, делению горизонтов на основные и вспомогательные.

2.5. Проектирование способа подготовки месторождения и конструкции откаточного горизонта.

3. Разработка конкурирующих вариантов вскрытия.

3.1. Выбор вариантов вскрытия.

3.2. Обоснование типа, числа, назначения вскрывающих выработок, схемы их расположения.

3.3. Выбор оборудования подъема, околоствольных дворов, подземных дробильных комплексов, поверхностного транспорта.

4. Техничко-экономическая оценка вариантов.

4.1. Расчет объемов горно-капитальных, строительно-монтажных работ и капитальных затрат по вариантам.

4.2. Календарный план строительства рудника.

4.3. Расчет годовых эксплуатационных затрат.

4.4. Экономическое сравнение вариантов и выбор способа вскрытия.

Заключение

Список использованных источников.

В пояснительной записке приводятся схемы сравниваемых вариантов вскрытия, выполненные на миллиметровой бумаге форматом 210 x 310 или 310 x 420 мм или на листах формата А3 посредством программных продуктов «AutoCAD», «Компас», а также соответствующие им календарные планы строительства.

В заключении делаются краткие выводы, оценка результатов работы, принятых в проекте решений.

Графическая часть выполняется в карандаше согласно правилам ЕСКД и содержит: три проекции схемы вскрытия месторождения в масштабе 1:1000 или 1:2000; на плане и разрезах должна быть показана граница сдвижения пород; сечения основных и вспомогательных вскрывающих выработок в масштабе 1:50; план околоствольного двора.

### ***3. Последовательность решения задачи по выбору способа вскрытия месторождения***

При проектировании горнорудных предприятий выбор рационального способа вскрытия месторождения осуществляется методом вариантов.

Для этого вначале намечаются возможные и не лишние технического смысла для применения в конкретно рассматриваемых условиях способы вскрытия месторождения. При этом имеет значение тип главной вскрывающей выработки и место ее расположения по отношению элементов залегания рудного тела (со стороны лежачего или висячего боков, во фланге, центральное, центрально-отнесенное, наклонный или вертикальный ствол, штольня, комбинация вскрывающих выработок и т. д.).

Из числа возможных способов вскрытия выбираются два-три наиболее подходящие для заданных условий, руководствуясь при этом общими свойствами рассматриваемых способов вскрытия и степенью их соответствия заданным условиям.

Назначение возможных для сравнительного исследования вариантов вскрытия является весьма ответственным действием в методике решения рассматриваемой задачи.

Для отобранных вариантов устанавливается число, размеры, форма, площадь поперечного сечения и размеры вскрывающих выработок в зависимости от производительности шахты (главные и вспомогательные стволы шахт, штольни, квершлагги, околоствольные выработки и т. д.).

По каждому отобранному варианту подсчитываются по укрупненным показателям объемы горно-капитальных работ, капитальные затраты и эксплуатационные расходы на весь срок разработки месторождения.

В результате сравнения полученных данных устанавливается наиболее целесообразный способ по экономическим, техническим и организационным критериям.

## ***4. Обоснование основных производственных параметров рудника***

### ***4.1. Геологическая характеристика месторождения***

В начале пояснительной записки приводится краткая горно-геологическая и гидро-геологическая характеристика месторождения согласно заданию на проектирование, сведения о виде полезного ископаемого форме и элементах залегания рудных тел (число и мощность рудных тел, угол падения, длина по простиранию, глубина залегания, мощность наносов, водообильность, ценность), физико-механические свойства руд и вмещающих пород (прочность, коэффициент разрыхления, устойчивость, ценность руд, характери-

ка поверхности и рельефа и др.).

Углы сдвижения пород приведены в табл. 4.1 и рис. 4.1.

Таблица 4.1

Группа пород (коэффициент крепости пород)	Под-группа	Угол падения рудных тел $\alpha$ градус	Угол сдвижения, градус			
			$\delta$	$\beta$	$\gamma$	$\beta_1$
< 5	1	0-45	55	45	55	-
	2	46-75	55	40	-	40
	3	76-90	55	45	-	40
5 ÷ 8	1	0-45	60	50	60	-
	2	46-60	60	40	60	-
	3	61-75	60	40	-	50
	4	76-90	60	45	-	50
>8	1	0-45	65	50	65	-
	2	46-60	65	45	65	-
	3	61-75	65	45	-	50
	4	76-90	65	50	-	50

Углы сдвижения в наносах и выветренных коренных породах принимают равными 40-50°.

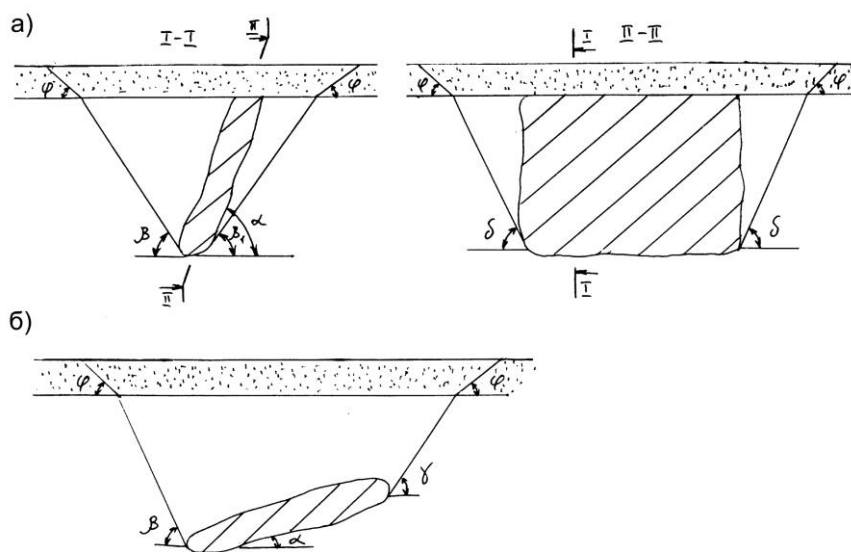


Рис. 4.1 Углы сдвижения пород при полной подработке при углах падения ( $\alpha$ ) залежи: а) более углов сдвижения; б) менее углов сдвижения

#### 4.2. Выбор способа разработки и определение границ между открытыми и подземными работами

В зависимости от горно-геологических условий месторождение может быть отработано открытым способом (при небольшой глубине залегания), подземным (при большой глубине залегания), открыто-подземным (верхняя часть – открытым способом, нижняя – подземным).

При обосновании того или иного способа разработки месторождения возможны два случая в зависимости от угла падения залежи.

Первый – месторождение горизонтальное или пологозалегающее. Определяется целесообразность одного из способов разработки.

Подземный способ разработки применяют при выполнении условия:

$$H/m > K_{гр} \quad (4.1)$$

где  $H$  – мощность горных пород над рудным телом;  $m$  – вертикальная мощность рудного тела;  $K_{гр}$  - граничный коэффициент вскрыши (табл. 4.2).

таблица 4.2.

Тип руды	Граничный коэффициент вскрыши $K_{гр}$ при мощности рудного тела (м)	
	До 25	Более 25
Чёрных металлов	7 - 8	8 - 10
Цветных металлов	10 - 12	12 - 15

Второй случай – месторождение наклонное или крутопадающее. Предельная глубина карьера определяется графическим методом или аналитическим.

Аналитическим методом предельная глубина карьера или карьеров нескольких залежей может быть определена для однородного рудного тела по формуле:

$$H_k = \frac{K_{гр} \cdot m_{г}}{\text{ctg} \gamma_B + \text{ctg} \gamma_{л}} + \frac{C_B - C_H}{C_B} h_H, \text{ м}, \quad (4.2)$$

где  $m_{г}$  - горизонтальная мощность залежи, м;  $\gamma_B, \gamma_{л}$  - углы откоса бортов карьера по ви-сячому и лежащему бокам, градус ( $\gamma_B = 40 - 45^\circ$ ,  $\gamma_{л} = 35 - 40^\circ$ ;  $C_B, C_H$  - затраты на 1 м<sup>3</sup> вскрышных работ по коренным породам и наносам: ( $C_B = 1,5 - 3,5$  у.е./м<sup>3</sup>,  $C_H = 1 - 2,5$  у.е./м<sup>3</sup>);  $h_H$  - мощность наносов, м.

Запасы ниже предельной глубины карьера подлежат извлечению подземным спосо-бом.

### 4.3. Подсчет промышленных запасов руды

Промышленные запасы, подлежащие отработке подземным способом, определяются путем исключения из балансовых части запасов, обрабатываемых открытым способом и оставляемых в охранных и барьерных целиках.

*Промышленные запасы месторождения* – это часть балансовых запасов, которая предусмотрена к отработке планами горных работ.

Величина промышленных запасов зависит от размеров месторождения и может быть рассчитана по следующим формулам:

– для горизонтального месторождения:

$$Q = S m \rho_p, \text{ т}; \quad (4.3)$$

– для наклонных и крутопадающих месторождений:

$$Q = \frac{LH m \rho_p}{\sin \alpha}, \text{ т}, \quad (4.4)$$

где  $S$  – площадь месторождения, м<sup>2</sup>;  $m$  – нормальная мощность рудного тела, м;  $\rho_p$  – плот-ность руды в массиве, т/м<sup>3</sup>;  $L$  – длина рудного тела по простиранию, м;  $H$  – вертикальная высота рудного тела, м;  $\alpha$  – угол падения рудного тела, град.

Запасы, подлежащие отработке подземным способом, определяются по формуле:

$$Q_{п} = (Q - Q_{откр} - Q_{ц}), \text{ т}, \quad (4.5)$$

где  $Q_{откр}$  - запасы месторождения, обрабатываемые открытым способом, т;  $Q_{ц}$  - запасы руды, оставляемые в охранных и барьерных целиках, т.

#### 4.4. Производственная мощность и срок существования рудника

Производственная мощность предприятия зависит от горных возможностей [4]: морфологии, размеров месторождения, величины запасов, условий залегания месторождения, технологии и организации горных работ.

Годовая производственная мощность рудника по горным возможностям  $A$  при угле падения рудных тел более  $30^\circ$  определяется по формуле

$$A = v K_1 K_2 K_3 K_4 S_r \gamma \frac{1-p}{1-p}, \text{ т/год}, \quad (4.6)$$

где  $v$  – среднегодовое понижение уровня выемки, м;  $K_1, K_2, K_3$  и  $K_4$  – поправочные коэффициенты к величине годового понижения в соответствии с углами падения, мощностью рудных залежей, применяемыми системами разработки и числом этажей, находящихся одновременно в отработке;  $S_r$  – средняя горизонтальная рудная площадь этажа, м<sup>2</sup>;  $\gamma$  – плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $p$  и  $p$  – соответственно коэффициенты потерь и разубоживания руды при ее добыче.

Среднегодовое понижение уровня выемки зависит от средней горизонтальной рудной площади этажа:

$$S_r = L_{ш.п} m_r = L_{ш.п} \frac{m}{\sin \alpha}; \quad (4.7)$$

где  $L_{ш.п}$  – длина шахтного поля по простиранию, м;  $m_r$  – горизонтальная мощность рудного тела, м;  $m$  – нормальная мощность рудного тела, м;  $\alpha$  – угол падения рудного тела, град.

Эта зависимость выражается следующим образом:

$S_r$ , тыс. м <sup>2</sup>	Менее 5	5–12	12–25	Более 25
$v$ , м/год	30	30–25	25–22	15

Поправочный коэффициент  $K_1$  определяется углом падения рудного тела  $\alpha$ :

$\alpha$ , град	90	60	45	30
$K_1$	1,2	1,0	0,9	0,8

Поправочный коэффициент  $K_2$  определяется мощностью рудного тела:

$m$ , м	< 3	3–5	5–15	15–25	> 25
$K_2$	1,3	1,2	1,0	0,8	0,6

В зависимости от применяемых систем разработки поправочный коэффициент  $K_3$  и ориентировочные показатели потерь  $P$  и разубоживания руды  $P$  имеют следующие значения:

Система разработки	$K_3$	$P$ , доли ед.	$P$ , доли ед.
С открытым выработанным пространством без выемки целиков	1,0	0,3–0,5	0,05–0,1
С открытым выработанным пространством с выемкой			

целиков	1,0	0,08–0,12	0,12–0,15
С магазинированием	1,0	0,05–0,1	0,1–0,15
С креплением	0,9	0,05–0,07	0,05–0,1
С закладкой	0,8	0,02–0,05	0,05–0,1
Со слоевым обрушением	0,8	0,03–0,05	0,05–0,07
С этажным обрушением	1,0	0,1–0,15	0,15–0,2
С подэтажным обрушением	1,0	0,07–0,15	0,07–0,15

Поправочный коэффициент  $K_4$  определяется числом этажей  $N_3$ , находящихся в одновременной отработке:

$N_3$	1	2	> 3
$K_4$	1,0	1,2–1,5	1,5–1,7

Для горизонтальных и пологопадающих месторождений производственная мощность определяется по формуле

$$A = \varphi S [T_1 q_1 / S_1 + T_2 q_2 / S_2 + \dots + T_k q_k / S_k], \text{ т/год}, \quad (4.8)$$

где  $S$  – горизонтальная рудная площадь, тыс. м<sup>2</sup>;  $\varphi$  – коэффициент использования рудной площади месторождения (табл. 4.6);  $T_1, T_2, T_k$  – удельный вес  $k$ -й системы разработки в общем объеме добычи, доли ед.;  $q_1, q_2, q_k$  – производительность очистного блока при  $k$ -й системе разработки (расчет осуществляется исходя из производительности ПДМ Приложение 2);  $S_1, S_2, S_k$  – площадь блока или панели, находящихся в очистной выемке при  $k$ -й системе разработки, тыс. м<sup>2</sup>.

Таблица 4.6.

Значения коэффициента использования рудной площади

$S$ , тыс. м <sup>2</sup>	$\varphi$	$S$ , тыс. м <sup>2</sup>	$\varphi$
5 - 10	0,35 - 0,27	100 - 200	0,12 - 0,09
10 - 20	0,27 - 0,23	200 - 400	0,09 - 0,06
20 - 50	0,23 - 0,17	Более 400	0,05
50 - 100	0,17 - 0,12		

При отработке нескольких рудных тел производительность рудника составит сумму всех рудных тел залежей.

После расчета годовой производительности рудника полученное значение округляют до десятков тысяч тонн и определяют срок существования рудника

$$T = (Q_{\text{п}} (1-\Pi)/(1-P))/A + t_{\text{раз}} + t_{\text{зат}}, \text{ лет}, \quad (4.9)$$

где  $t_{\text{раз}}, t_{\text{зат}}$  – время на развитие и затухание работ (по 2-3 года).

С учетом постоянного развития техники и технологии подземной разработки необходимо предусматривать разработку крутопадающих и наклонных месторождений с большим сроком эксплуатации в несколько очередей. Величины первой и последующих очередей вскрытия находятся исходя из необходимого срока погашения капитальных вложений на строительство шахтных стволов, годового понижения очистной выемки из расчета срока работы каждой очереди в течение 20 – 25 лет.

Таким образом, при получении расчетом срока существования рудника более 25 лет первоначально вскрывают запасы на глубину вскрытия первой ступени  $B_{\text{ступ}}$  по сроку ее службы в пределах 20-25 лет:



$$H_I = A (20 \dots 25) / (S_{cp} \gamma), \text{ м}, \quad (4.10)$$

где  $A$  – производственная мощность рудника, т/год;  $S_{cp}$  – средняя горизонтальная площадь рудных тел, м<sup>2</sup>;  $\gamma$  – объемный вес руды, т/м<sup>3</sup>.

#### **4.5. Проектные решения по высоте этажа, системе разработки, типу подъема и транспорта, делению горизонтов на основные и вспомогательные**

Выбору вариантов вскрытия, их сравнению по технико-экономическим показателям предшествует обоснование и принятие ряда проектных решений по:

- режиму работы шахты;
- высоте этажа и отметок горизонтов;
- делению горизонтов на основные и промежуточные;
- способу подготовки горизонтов;
- системам разработки;
- подземному транспорту;
- способам и схемы проветривания.

В соответствии с ВНТП 13-2-93 продолжительность рабочей недели грядущихся принимать: на подземных работах - 36 ч;

на поверхности (кроме горячих и вредных цехов) - 40 ч.

Число рабочих дней в неделе для всех категорий трудящихся - 5 .

Режим работы рудника в необходимых случаях увязывать с режимом работы обогатительной фабрики или других потребителей руды.

При проектировании, как правило, принимать:

число рабочих дней в году- 305;

число рабочих смен в сутки - 3;

в том числе по выдаче руды - 2;

продолжительность рабочей смены - 6 ч.

Отступления от указанного режима обосновывать в проекте.

Высота этажа принимается по параметрам принятой системы разработки (табл. 4.7).

При выборе высоты этажа учитывают конкретные условия месторождения. Наибольшие значения высоты этажа принимают при отработке крутопадающих рудных тел небольшой мощности, залегающих в устойчивых породах.

Вскрытие и подготовка этажей может производиться погоризонтно, с применением концентрационных горизонтов или ярусно (рис. 4.2).

Концентрационные горизонты позволяют уменьшить объем и стоимость проведения капитальных выработок, сократить время вскрытия и подготовки по сравнению с этажным, снизить затраты на транспорт, подъем. Концентрационные горизонты оборудуют через каждые 2 – 4 этажа.

Таблица 4.7- Высота этажа при различных системах разработки

Система разработки	Высота этажа
Этажно-камерная	60 - 100
Подэтажных штреков (ортов)	60 - 100
С магазинированием руды	50-70
Горизонтальные (наклонные) слои с закладкой	60
Слоевое обрушение	60
Подэтажное обрушение	75
Этажное обрушение	80

При ярусном вскрытии промежуточные горизонты подготавливают из полевых или рудных наклонных съездов.

Концентрационный горизонт оборудуют через каждые 2 - 4 этажа.

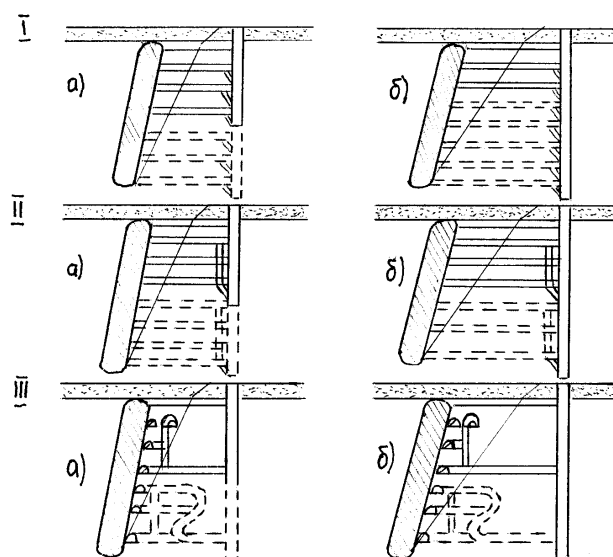


Рис. 4.2 Порядок вскрытия и подготовки этажей: I - поэтажный;  
 II – концентрационными горизонтами; III – ярусный;  
 а) - с углубкой ствола; б) - с проходкой ствола на полную глубину)

При расположении подготовительных выработок руководствуются следующими положениями.

1. Разработка обособленно залегающих рудных тел малой и средней мощности с крутым и наклонным падением обычно требует проходки только штреков и иногда необходимых для эксплуатационной разведки коротких ортов и квершлагов. При малой мощности жил штрек проходят, как правило, по жиле. На рудных телах средней мощности, особенно при ценных рудах, проходят полевые штреки, т.к. отработка оставляемых рудных надштрековых целиков сопряжена с повышенными потерями руды. Кроме того, условия поддержания полевых штреков благоприятнее, чем рудных, и их проще использовать в качестве вентиляционных при отработке следующего этажа.

Обычно при разработке обособленно залегающих рудных тел малой и средней мощности применяют простые способы подготовки, осуществляемые однотипными выработками, в основном штреками. При разработке группы рудных тел, например, свиты жил или нескольких рудных линз, схема подготовки откаточного горизонта зависит от конкретного расположения рудных тел на данном горизонте и может быть простой или комбинированной.

2. При разработке крутопадающих рудных тел большой мощности в большинстве случаев проходят полевые откаточные штреки. В горнорудной практике применяют две схемы ортовой подготовки с полевыми откаточными штреками в лежащем боку (реже схему с тупиковыми ортами и чаще схему со вторым штреком у висячего бока с соединительными ортами и кольцевой откаткой). Иногда применяют и подготовку параллельными штреками обычно с кольцевым движением транспорта. При кольцевых схемах подготовки удобнее и проще организовать движение составов на откаточном горизонте. Все способы подготовки крутопадающих мощных месторождений относятся к комбинированным, т.к. осуществляются разнотипными выработками - штреками и ортами.

Полевые откаточные штреки располагают в породах висячего или лежачего бока за зоной сдвижения от нижележащего горизонта с учетом бермы безопасности размером  $l = 5-6$  м (рис. 4.3).

3. Рудные залежи горизонтального залегания и слабонаклонные подготавливаются к добыче разбивкой на панели, ширина которых связана с системой разработки. Откаточные

штреки (главные и панельные) проходят по рудному телу или в породах лежачего бока. Вентиляционные штреки проходят всегда по руде; кроме своего прямого назначения, они уточняют условия залегания и качественную характеристику рудной залежи.

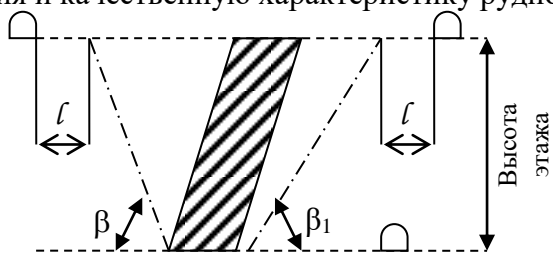


Рис. 4.3 Схема расположения полевых штреков

В зависимости от мощности залежи её подготовка, может быть, простой или комбинированной. Рудные залежи средней и большой мощности подготавливаются по комбинированной схеме, осуществляемой главными и панельными штреками, проходимыми по руде или в породах лежачего бока, и вентиляционными, проходимыми по руде.

Для подземного транспорта используются автосамосвалы, троллейвозы, грузоподъемностью 20-80 т. и электровозы со сцепным весом 10, 14, 25, 28, 30 т, глухие вагонетки грузоподъемностью от 1,5 до 30 т.

Область эффективного применения электровозов и вагонеток приведена в табл. 4.8.

Таблица 4.8 - Область применения электровозов и вагонеток

Производственная мощность рудника, млн. т / год	Ширина колеи, мм	Сцепной вес электровоза, кН	Емкость вагонетки, м <sup>3</sup>
До 0,3	600	70	0,7
0,3 - 0,5	600 и 750	70 и 100	1,0 - 2,2
0,5 - 1,0	750	100	2,2 - 2,5
1,0 - 3,0	750	140	2,5 - 4,0
Более 3,0	750 и 900	280	4,0 - 9,5

На калийных и марганцевых рудниках вместо электровозов применяют ленточные конвейеры.

На промежуточных горизонтах принимается преимущественно самоходное оборудование (автосамосвалы, ПДМ, самоходные вагоны).

Тип, число и схема расположения вскрывающих выработок принимаются в зависимости от глубины разработки, производственной мощности рудника и принятой схемы вентиляции (рис. 4.4).

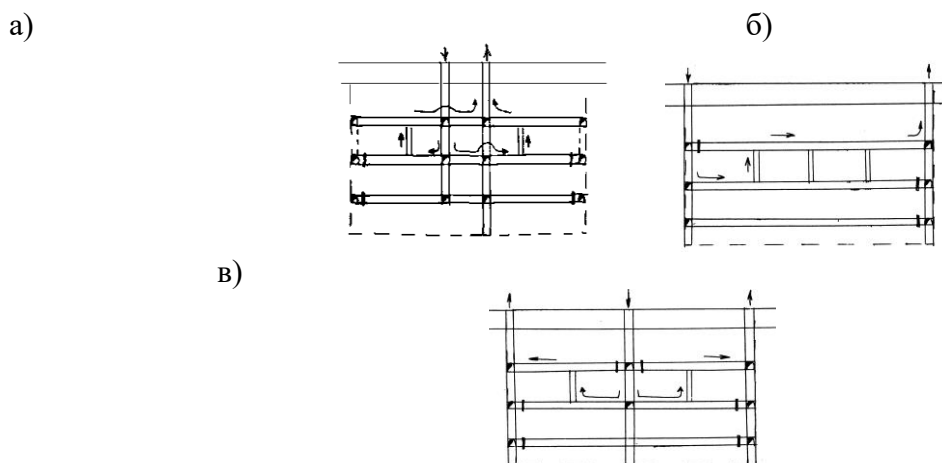


Рис. 4.4 Схемы проветривания рудника (шахты): а) центральная; б) фланговая; в) диагональная

Критерием при выборе схемы вентиляции является минимум энергетических затрат. Всасывающий способ обязателен для шахт, опасных по газу.

При большой длине шахтного поля (более 1,0 км) выгоднее диагональная схема вентиляции с расположением воздухоподающего ствола в центре поля. Если размеры шахтного поля небольшие, применяют фланговую схему проветривания.

Центральная схема проветривания не получила распространения при разработке рудных месторождений, за исключением калийных и марганцевых, имеющих площадной характер залегания. При этом расстояние между стволами принимают 150 - 200 м с целью предотвратить затопление рудника в случае прорыва воды через один из стволов.

## **5. Обоснование вариантов вскрытия**

### **5.1. Выбор вариантов вскрытия**

При выборе места заложения вскрывающих выработок важно предусмотреть безопасное расположение стволов согласно действующим правилам или указаниям по охране сооружений от вредного воздействия горных работ. Целик отстраивается в соответствии с принятыми углами сдвигения. Второе условие при выборе места заложения ствола - это обеспечение минимума транспортных расходов. Для выдержанных пластообразных залежей при расщепленных грузах акад. Л.Д. Шевяков рекомендовал располагать основные вскрывающие выработки в месте сосредоточения такого груза, когда сумма грузов, расположенных слева от него равна сумме грузов, расположенных справа от него.

При непрерывно распределенных грузах (сплошная залежь неправильной формы) место заложения ствола шахты обычно рекомендуется выбирать в соответствии с размерами запасов согласно погоризонтным планам, исходя из условия равенства суммы погоризонтных сечений залежей. Затем определяется длина крыльев шахтного поля.

В общем случае для выбора места заложения ствола необходимо методом вариантов определить минимум затрат на транспортирование руды, вентиляцию, водоотлив, поддержание выработок и т.п. операции, затраты на которые могут изменяться в зависимости от схемы и места расположения вскрывающих выработок.

Прежде всего, при проектировании вскрытия и подготовки рудных месторождений необходимо обеспечить безопасную и эффективную работу рудника, как в период его строительства, так и эксплуатации. Согласно ЕПБ в пределах рудничного поля должно быть пройдено не менее двух стволов, которые должны быть оборудованы механическими подъемами для спуска -подъема людей с каждого горизонта. Стволы должны иметь выход на поверхность, при этом вентиляционные струи в двух стволах должны быть разнонаправленными.

При вскрытии штольнями минимальное число выходов согласно нормам технологического проектирования (НТП) Гипроцветмета должно быть следующим (табл. 5.1).

Таблица 5.1- Минимальное число запасных выходов при вскрытии месторождения штольнями

Расстояние между штольнями и горизонтами	Длина рудного тепа в пределах рудничного поля, м	Минимальное число выходов (восстающих)
До 50	До 1000 Более 1000	3 ходовых восстающих через каждые 300 м
До 70	До 1000 Более 1000	2 ходовых восстающих оборудованных механическими подъемами

Более 70	До 1000 Более 1000	1 ствол и 1 восстающий, оборудованный механическими подъемами
----------	--------------------	---

Вскрытие месторождения (или его части), расположенного ниже вскрывающей штольни, необходимо осуществлять двумя стволами, оборудованными механическими подъемами. При этом один ствол должен обеспечивать спуск-подъем людей с каждого горизонта на вскрывающую штольню, а второй - на дневную поверхность или до другой штольни.

При применении комбинированных технологий вскрытие месторождения характеризуется рядом особенностей: наличие карьерного пространства, которое представляет собой самостоятельную вскрывающую выработку; увеличенные размеры зон, вовлекаемых в процесс деформирования массива под влиянием горных работ; зависимость распределения запасов по способам разработки от принятого порядка освоения месторождения. Поэтому в данном случае использование традиционных способов вскрытия нецелесообразно.

При проектировании освоения запасов комбинированными технологиями проектные решения должны быть увязаны по способам разработки, в том числе в части размещения вскрывающих выработок с учетом перспектив развития горных работ в карьере и на шахте и функционирования их на всех этапах разработки [... РД 06-174-97.]

Требования к способу вскрытия месторождений при комбинированном способе разработки сводятся к следующему:

- использование карьерного пространства в качестве основной или вспомогательной вскрывающей выработки на стадиях строительства и эксплуатации подземного рудника;
- создание единой транспортной схемы для выдачи рудной массы;
- резервирование на поверхности карьера мест для размещения поверхностных зданий и сооружений подземного рудника;
- формирование при постановке карьера в предельное положение площадок, берм, съездов для заложения рудовыдачных и вспомогательных подземных выработок, размещения пунктов перегрузки, дренажных выработок и сооружений, вентиляционных и энергетических установок;
- учет при определении местоположения подземных вскрывающих выработок, наряду с традиционными факторами, перспектив развития горных работ в карьере и особенностей сдвижения массивов пород под влиянием подземных и открытых горных работ;
- разработка мероприятий по уменьшению размеров зон деформирования подрабатываемых бортов карьера в местах размещения подземных капитальных вскрывающих выработок;
- размещение отвалов вскрывных пород и рудных складов с учетом требований проветривания шахт и обеспечения устойчивости подрабатываемых бортов карьера.

При отработке запасов месторождения на первоначальном этапе открытыми горными работами необходимо рассмотреть возможность их доработки комбинированным способом в соответствии с

В случае применения на руднике самоходного оборудования схема и способ вскрытия должны обеспечивать возможность доставки этого оборудования в шахту и его безопасное и эффективное использование в соответствии с ЕПБ, для чего необходимо проходить дополнительные выработки, в т.ч. наклонные и спиральные съезды.

## **5.2. Обоснование типа, числа вскрывающих выработок и схемы их расположения**

Вскрывающие выработки, здания, сооружения поверхности располагаются за зоной сдвига.

Берма безопасности имеет ширину для объектов I категории охраны – 20, II – 10, III – 5 м. К первой категории охраны относятся стволы шахт, копры, здания подъемных машин, районные электростанции, магистральные железные дороги и станции МПС, высоковольтные линии и др.

Ко второй категории охраны относят вспомогательные стволы шахт, обогатительные фабрики, жилые дома в 2 – 3 этажа и др.

В третью категорию охраны включены: одноэтажные жилые дома, подъездные рудничные пути, шоссе, линии электропередач, металлические эстакады, сады, парки, трубопроводы.

При выборе типа, числа и назначения вскрывающих выработок ориентируются на следующие схемы, получившие распространение в практике горнорудных предприятий.

Основополагающим для выбора типа вскрывающих выработок является вид транспорта, как полезного ископаемого, так и пустых пород. Область применения скипового и клетового подъемов принимается в соответствии с рекомендациями [15](рис. 5.1.).

При использовании скипового подъема с многоканатным подъемом предпочтение отдается рудникам значительной производительности (более 1.0-1,2 млн. т), глубокозалегающим (более 700 м). Одноканатный подъем рациональны для небольшой глубины и незначительной производственной мощности, но конкретное их применение решается технико-экономическим сравнением.

Области экономически эффективного применения главных стволов со скиповым подъемом, с конвейерным и автомобильным транспортом приведена на рис. 5.2.

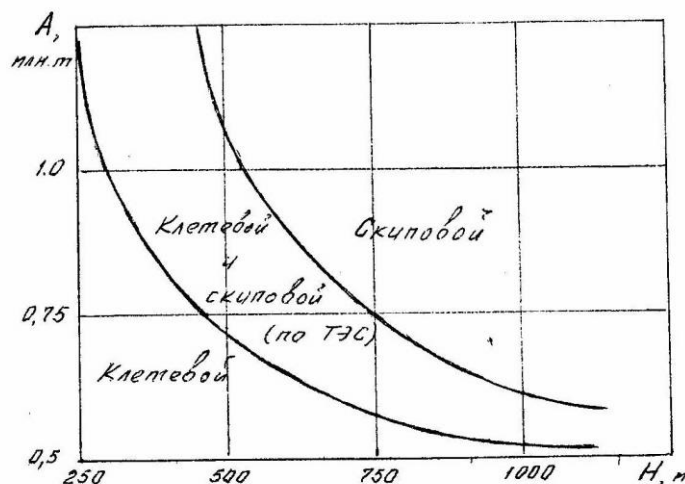


Рис. 5.1. Области применения скипового и клетового

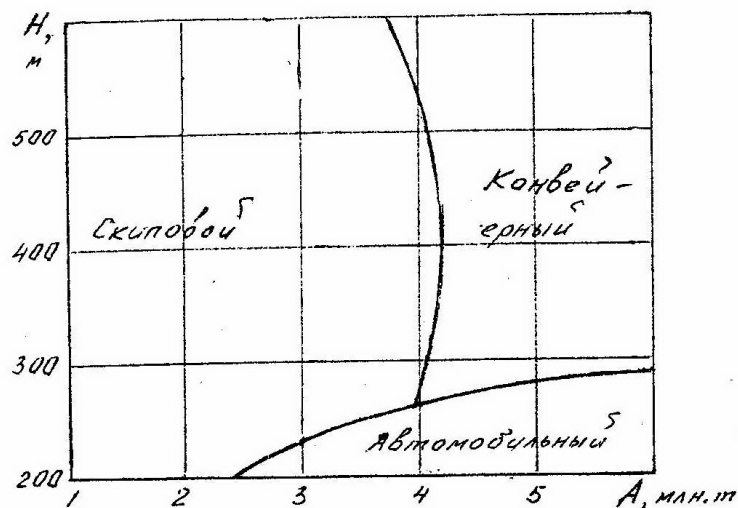


Рис. 5.2. Области эффективного применения рудоподъемных стволов

Тип вспомогательных вскрывающих выработок породного, грузоподъемного, вентиляционного комплексов, а также выработок (специальных или в комбинации с другими) для спуска материалов и крупногабаритного оборудования обосновывается аналогично.

Размеры сечений главных вскрывающих выработок получают графическим путем или по аналитическим зависимостям (Приложение 3,4,5).

Сечения вспомогательных вскрывающих выработок определяются по эмпирическим зависимостям (табл. 5.2)

Таблица 5.2

Площадь поперечного сечения горно-капитальных выработок

Наименование выработок	Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>
Скипо - клетевой ствол	$S_{ск} = 9 + 10,8A$
Клетевой вспомогательный ствол	$S_{кл} = 14 + 4A$
Наклонный конвейерный ствол	$S_{кон} = 9,35 + 1,05A$
Наклонный съезд для самоходного оборудования	$S_{нс} = 19,8 + 3,2A$
Центральный вентиляционный с клетевым подъемом	$S_{вен} = 4,4 + 7,3A$
То же без подъема	$S_{вен} = 3,8 + 6,3A$
Фланговый вентиляционный ствол	$S_{ф вен} = 5 + 2,82A$
Наклонный автомобильный ствол	$S_{ав} = 18,7 + 4,29A$
Откаточный квершлаг	$S_{кв} = 4,2 + 5,4A$
Квершлаг флангового вентиляционного ствола	$S_{кв вен} = 2 + 4,15A$
Квершлаг центрального вентиляционного ствола	$S_{кв вен} = 2 + 6,15A$

Вскрытие месторождения может осуществляться поэтажно или концентрационными (погоризонтными) горизонтами.

Поэтажная отработка (подготовка производится на каждом горизонте) чаще всего применяется при клетевом подъеме и небольшой производительности шахты, а также при значительных запасах этажа при скиповом подъеме. При рассмотрении поэтажной отработки необходимо прозвести корректировку запасов первой очереди. Определяют возможное количество этажей первой очереди, т. е.  $N=h_1/h$

При дробном количестве этажей принимают ближайшее целое их число и подсчитывают окончательно запасы первого этапа вскрытия.

Рассчитывают глубину первого этапа вскрытия, определяют шаг вскрытия и число шагов вскрытия.

Вскрытие месторождения концентрационными горизонтами является весьма распространённым и прогрессивным направлением.

Количество этажей между концентрационными горизонтами может быть принято по табл. 5.3.

Таблица 5.3- Количество этажей между концентрационными горизонтами

Запасы этажа, млн. т	2	4	6	8	10
Число этажей между концентрационными горизонтами	7-10	5-8	4-6	3-5	2-4

Для вскрытия нагорных месторождений основные (одна или две) штольни располагаются на главной промышленной площадке, а в качестве вентиляционных используются погоризонтные штольни и один или два вентиляционных ствола или шурфа на фланге(ах).

В качестве дополнительных вскрывающих выработок используются квершлаги и капитальные рудоспуски и слепые стволы.

Тип околоствольного двора принимают в зависимости от производительности рудника и способа подъема:

- а) тупиковый односторонний - производительность до 300 тыс.т/год;
- б) тупиковый двухсторонний - производительность до 1,0 млн.т/год;
- в) кольцевой - при производительности более 1,0 млн.т/год и скипо-клетевом или конвейерном подъеме.

Объем околоствольных дворов определяется по формулам:

- основной околоствольный двор:  $V_0 = 4\ 000 + 7\ 600A$ ;

- вспомогательный (в т.ч. на промежуточном горизонте главного ствола:  $V_B = 1\ 000 + 200A$ ,

где А – годовая производительность шахты, млн.т.

Околоствольный двор включает в себя различные по своему назначению комплексы транспортных, камерных и вспомогательных выработок, обеспечивающих подъем добытой руды и пустой породы из шахты на поверхность, спуск-подъем людей, оборудования и материалов, а также работу систем водоотлива, вентиляции и энергоснабжения.

Выбирается схема околоствольного двора, и определяется его объем с учетом камерных выработок (табл. 5.4 - 5.7).

Таблица 5.4

Объемы подземных бункеров при скиповом подъеме

Производительность шахты, тыс. т/год	Объем бункера, м <sup>3</sup>	Высота бункера, м
800-1000	100	18 - 20
2000	200	45
3000	260	50 – 70

Емкость водосборника главного водоотлива рассчитывается на 4-х часовой нормальный приток. Водосборник должен состоять из двух выработок и более. При проектировании водоприток принимать в пределах 120-250 м<sup>3</sup>/час (табл. 5.2).

Таблица 5.5

Параметры и объемы насосных камер

Водо-приток, м <sup>3</sup> /ч	Тип насоса	Напор, м	Число насосов	Размеры насосной камеры (в свету), (В x Н x L), м	Объем камеры, м <sup>3</sup>
120	ЦНС 180-85	85-425	3	4,1x3,5x18.0	347



120	ЦНС 180-500	500-900	3	4,1x3,5x20.0	379
250	ЦНС 300-300	300-600	3	5,5x4,8x22	780
250	ЦНС 300-480	480-600	3	5,5x4,8x24	340

Таблица 5.6

Параметры и объемы подземных электроподстанций околоствольных дворов

Годовая производительность рудника, тыс. т/год	Размеры камеры в свету, (В x Н x L), м	Объем, м <sup>3</sup>	
		в свету	в проходке
30 - 70	4,8 x (3,2 + 0,7) x 17	320	390
100 - 300	4,8x(3,2+0,7) x 29	540	660
300 - 600	4,8 x (3,2 + 0,7) x 30.5	560	700
600 - 1000	4,8 x (3,2 + 0,7) x 30.5	560	700
1000 – и более	4,8 x (3,2 + 0,7) x 34	640	780

При скиповом подъеме и применении систем разработки с массовой отбойкой руды решается вопрос о применении подземного дробильного комплекса. Тип дробилки принимается в зависимости от годовой производительности предприятия по рудной массе (табл. 5.4).

Определяются сечения квершлаггов и штреков основного и промежуточного горизонтов в зависимости от типа откаточных средств и проверяются по условию вентиляции.

Разрабатывается схема подготовки горизонта с учетом принятой системы разработки, схемы транспортирования и типа откаточных средств.

При годовой производительности менее 800-1000 тыс. т/год и глубине менее 1000-1200 м предусматривается выдача руды в вагонетках.

Таблица 5.7 -Область применения типов и объем дробильных комплексов

Годовая производительность рудника, млн.т	Тип дробилки и параметры приемного отверстия, мм	Расчетный объем дробильного комплекса, тыс. м <sup>3</sup>
1,0 – 1,4	Щековая 900 x 1200	2,46
1,5 – 2,0	Щековая 1200 x 1500	6,30
1,6 – 2,0	Конусная 900 (ККД 900/160)	4,14
2,2 – 2,7	Конусная 1200(ККД 1200/150)	5,51
5	Конусная 1200 (две дробилки ККД 1200/180)	11,02

Сечения выработок, по которым подается воздух, проверяются по допустимой скорости движения воздуха.

При применении дизельного самоходного оборудования на очистных и подготовительных работах, транспортировании руды количество воздуха рассчитывается исходя из нормативов подачи воздуха на единицу мощности:

$$Q_d = K_o q_n \Sigma N_o / 60, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (5.1)$$

где  $K_o$  – коэффициент одновременности работы установок,  $K_o = 1,0$  – при работе одной машины;

$K_o = 0,9$  – при работе двух машин;

$K_o = 0,85$  – при работе трех и более машин;

$q_n$  – норматив подачи количества воздуха на 1 л.с.,  $q_n = 5 \text{ м}^3/\text{мин.}$ ;

$\Sigma N_o$  – суммарная мощность двигателей, работающих в шахте, л.с. (определяется исходя из численности машин Приложение 4).

При применении оборудования с пневмо- и электроприводом количество воздуха для шахты (рудника) можно определить:

- по суточной добыче:

$$Q = q_b \cdot T \cdot z, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (5.2)$$

где  $q_v$  – необходимое количество воздуха на 1 т суточной добычи,  $m^3/мин$ ; принимать для шахт негасовых и I категории  $q_v = 1,0 m^3/мин$ ;  $T$  – суточная добыча шахты (рудника), т;  $z = 1,2 \div 1,5$  – коэффициент запаса воздуха;

- по максимальному количеству горнорабочих:

$$Q = N \cdot n \cdot z, m^3/мин, \quad (5.3)$$

где  $n$  – максимальное число одновременно работающих в смену, чел.;  $N = 6 m^3/мин$  – норма воздуха на человека.

Скорость (м/с) вентиляционной струи воздуха определяется по формуле:

$$V_{п} = \frac{Q}{S_{св} \cdot \varphi}, < V_{доп}, \quad (5.4)$$

где  $S_{св}$  - площадь поперечного сечения выработки (ствол, квершлаг),  $m^2$  ;

$\varphi = 0,8$  - коэффициент уменьшения сечения за счет армировки (в стволе);

$V_{доп}$  - допустимая по ЕПБ скорость вентиляционной струи воздуха (для стволов, по которым производится спуск и подъем людей и грузов, квершлагов, вентиляционных и откаточных штреков, наклонных съездов – 8 м/с; для стволов, служащих только для подъема и спуска грузов – 12 м/с).

Протяженность выработок находят графическим способом, используя разрезы и планы горизонтов, на которые наносят варианты вскрытия.

Результаты расчетов по определению объемов горно-капитальных выработок заносятся в табл. 5.8.

Таблица 5.8

Объем горно-капитальных выработок

№ пп	Тип выработки	Площадь сечения, $m^2$	Длина выработки, м	Число выработок	Объем выработок по вариантам, $m^3$	
					1	2
1. Стволы						
1.1 Вертикальные						
1.1.1	Главные					
1.1.2	Вспомогательные					
1.1.3	Вентиляционные					
	и.т.д.					
1.2. Наклонные						
2. Квершлаг						
2.1 Откаточные						
2.1.1	Гор....					
2.1.2	Гор....					
2.1.3	Гор.....					
	и.т.д.					
2.2 Вентиляционные						
2.2.1	Гор....					
2.2.2	Гор....					
2.2.3	Гор....					
	и.т.д.					
3. Штреки						
3.1 Откаточные						
3.2 Вентиляционные						
4. Околоствольные двory						
4.1	Гор....					
4.2	Гор....					
	и.т.д.					
5. Капитальный рудоспуск						
5.1	Капитальный рудоспуск № 1					

### 5.3. Поверхностный технологический комплекс шахты

Поверхностный технологический комплекс шахты - это совокупность технологических линий и узлов, размещенных в зданиях и сооружениях на поверхности шахты, обеспечивающих работу ее подземного хозяйства, а также складирование, переработку и отправку потребителям полезных ископаемых. Поверхностный комплекс занимает территорию на земной поверхности, которую принято называть промышленной площадкой.

К промышленной площадке поверхностного комплекса предъявляются следующие требования:

- размеры промышленной площадке должны быть минимально необходимыми с учетом рациональной плотности застройки и блокировки зданий;
- положение промышленной площадке должно обеспечивать возможность расселения трудящихся недалеко от шахты;
- планировка промышленной площадке не должна вызывать больших объемов земляных работ;
- грунты должны допускать строительство зданий без сооружения дорогостоящих оснований;
- промышленной площадке не должна затопляться паводковыми водами;
- промышленной площадке должна иметь возможность удобного присоединения к железнодорожной магистрали;
- площадку следует располагать вне зоны подработки (за выходами пластов) или оставлять охранные целики;

Поверхностные здания и сооружения сгруппированы в три блока: блок главного ствола, блок вспомогательного ствола и административно-бытовой комбинат. Кроме того, на поверхности шахты располагаются здания и сооружения, не входящие в указанные блоки.

Блок главного ствола включает в себя: надшахтный копер, надшахтное здание с секциями угольного и породного комплекса, здания скиповых подъемных машин, электроподстанцию, здание компрессорной установки, здание котельной.

Блок вспомогательного ствола включает в себя: надшахтный копер, надшахтное здание (секция обмена вагонеток), здание клетевой подъемной машины, здание электромеханической мастерской, материальный склад и др.

Административно-бытовой комбинат (АБК) - это самостоятельное здание, соединенное с блоком вспомогательного ствола подземным тоннелем или утепленной поверхностной галереей. АБК относится к вспомогательным зданиям и в большинстве случаев сосредотачивает в себе ряд производственных служб, предназначенных для обслуживания трудящихся шахты. В АБК размещают гардеробные, душевые, ламповые, медпункт, служебные кабинеты и другие помещения.

Рассмотрим характерные особенности и назначение основных объектов шахтной поверхности.

Надшахтный копер сооружается над устьем каждого ствола. Он представляет собой металлическую или железобетонную конструкцию, предназначенную для установки шкивов подъемной установки, проводников для направления движения подъемных сосудов и устройств для разгрузки угля (породы). Высота копров обычно составляет 15-40 м, иногда и более в зависимости от высоты приемной площадки, вида подъема и способа разгрузки подъемных сосудов.

В настоящее время на предприятиях используется три вида копров.

**Станковые копры.** Высотой до 60 метров. Представляют собой конструкцию состоящую из трех основных частей: станка, укосины и головки. Станок – пространственная

прямоугольная в плане решетчатая конструкция, расположенная над стволом шахты. Укосина это наклонный элемент, обеспечивающий устойчивость копра. Подшивные фермы, фасадные фермы, площадки для обслуживания шкивов, головные балки станка и укосины составляют головку копра (рис5.3).

**Шатровые копры** имеют пространственный каркас пирамидальной формы, внутри которого размещается станок, не участвующий в работе каркаса на усилие от натяжения подвесных канатов и выполняющий только технологические функции. Такая схема характерна для двухподъемных копров при расположении подъемных машин под углом 180 градусов, в которых обе укосины жестко объединены конструкциями головки копра в пространственную раму и не передают на станок вертикальных и горизонтальных нагрузок от направляющих шкивов. Шатровую форму имеют каркасы большинства сборно-разборных проходческих копров. Такая форма позволяет свободно размещать вокруг ствола шахты подъемные машины и лебедки (рис5.4).

С увеличением глубины подземных разработок растут концевые нагрузки на подъемных канатах. Соответствующее увеличение диаметров подъемных канатов и барабанов подъемных машин делает применение одноканатных подъемов малоэффективным. Более эффективными являются многоканатные подъемы с использованием многоканатных подъемных машин, которые по техническим возможностям превосходят одноканатные барабанные.

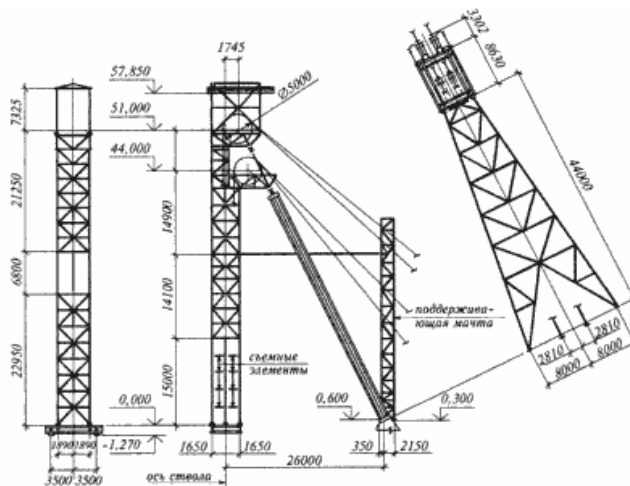


Рис.5.3 – Схема станкового копра

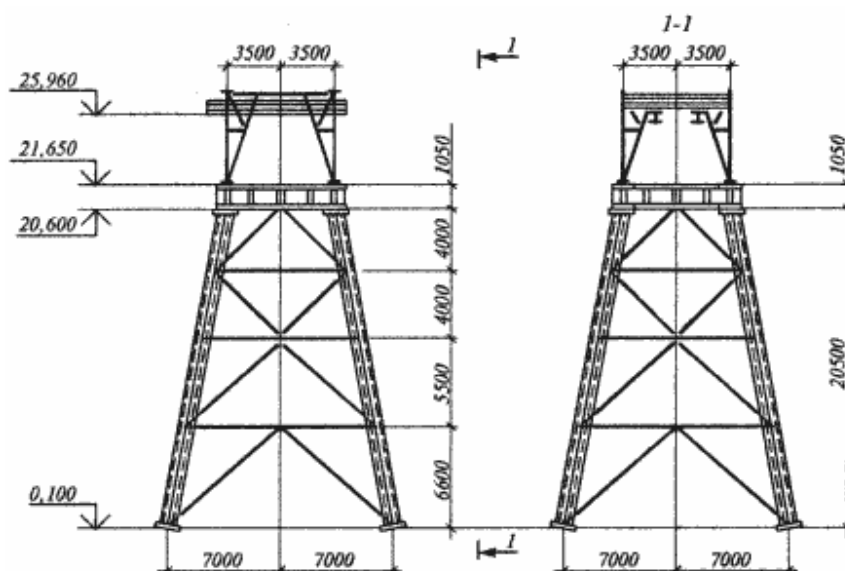


Рис.5.4 – Шатровый копер

**Башенные копры** со стальным каркасом имеют в плане квадратную или прямоугольную форму и достигают высоты 100 и более метров (рис.5.5). Внутри башен для движения сосудов размещается станок, который своим основанием опирается на устье ствола, а в горизонтальном направлении раскреплен к перекрытиям копра. Сборно-монолитные железобетонные перекрытия по стальным балкам образуют жесткие горизонтальные диски, обеспечивающие горизонтальную жесткость каркаса. Каркас башенного копра состоит из колонн, связей, ригелей и балок перекрытий.

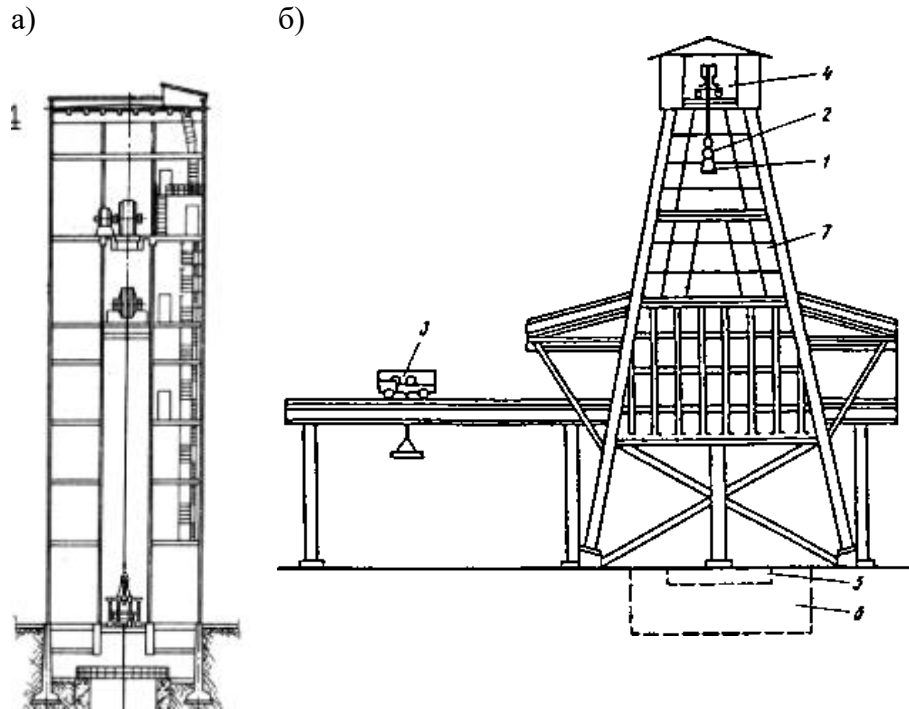


Рис.5.5 . Стационарный башенный копер

а) – в железобетонном исполнении; б) – в металлическом исполнении

1 - копровая баба; 2 — захват для копровой бабы; 3 — мостовой кран; 4 - подъемный механизм; 5 — шабот; 6 — фундамент; 7 — защитное ограждение

Надшахтное здание расположено над стволом шахты и непосредственно примыкает к копру, являющегося его составной частью. Здание служит для приемки и распределения грузов из шахты, погрузки материалов, направляемых в шахту, для размещения путей, опрокидывателей, калориферной установки и прочего оборудования. На шахтах, где производится обогащение и сортировка угля, к надшахтному зданию примыкает здание обогатительной фабрики или сортировки.

Здания подъемных машин сооружают рядом со стволом, иногда их объединяют с надшахтным зданием или располагают на копре, Они служат для размещения подъемных машин, осуществляющих подъем и спуск людей, угля, породы и материалов с помощью подъемных канатов и сосудов (скипы, клетки, бабьи).

Котельная предназначена для отопления зданий и сооружений и для обогрева в зимнее время стволов шахты калориферной установкой.

Здание электроподстанции является важнейшим энергетическим объектом шахты. Электроподстанция предназначена для распределения электроэнергии и понижения напряжения с 3000-6000 В до 660, 380 и 220 В.

Здание компрессорной станции предназначено для размещения компрессорных

установок, питающих по воздухопроводу сжатым воздухом подземные машины и механизмы.

Электро-механическая мастерская служит для мелкого, текущего и среднего ремонта шахтных машин, механизмов и электрооборудования.

Здание шахтного вентилятора служит для размещения вентиляторных установок, обеспечивающих проветривание горных выработок.

Здание холодильной установки предназначено для размещения стационарной поверхностной холодильной установки, служащей для охлаждения воздуха, подаваемого в шахту.

Здание дегазационной установки предназначено для размещения вакуум-насосной станции, с помощью которой производится отсасывание по специальным трубам из угольных пластов и боковых пород метана с целью снижения газообильности шахт, участков, отдельных горных выработок.

## 6. Календарный план строительства рудника

### 6.1. Методические указания по составлению календарного плана

Календарные планы составляются для каждого принятого к сравнению варианта вскрытия и подготовки месторождения с учетом горно-капитальных и горно-подготовительных выработок (см. табл. 5.8). Расчет времени на проведение подготовительных и нарезных выработок в курсовом проекте не ведется.

Составление календарного плана начинается с установления последовательности работ по вскрытию и подготовке (рис. 6.1).



Рис. 6.1 Последовательность работ при строительстве рудника

Принятая последовательность должна обеспечивать вскрытие и подготовку наиболее

благоприятных участков месторождения в минимальные сроки и, соответственно, в календарный план включаются только те выработки, которые обеспечивают начало очистных работ (как правило, выработки 2 - 3 горизонтов).

### 6.2. Исходные данные для составления календарного плана

По окончании подготовительного периода (табл.6.1), в первую очередь вводят в эксплуатацию главный и вспомогательные стволы, за счет чего обеспечивается широкий фронт работ по проведению горизонтальных выработок.

Таблица 6.1

#### Продолжительность подготовительного периода

Производственная мощность рудника, тыс. т	600 - 900	1000 - 1800	1900 - 3500	3500
Норма продолжительности подготовительного периода, месяцы	12	15	16	18-20

Затраты времени на сооружение поверхностного комплекса принять по табл. 6.2.

Таблица 6.2

Копер башенного типа главного ствола	8 - 12
Копер башенного типа вспомогательного ствола	6 - 10
Копер обычного типа с надшахтным зданием	10 - 18
Монтаж подъемного оборудования	4 - 6

Объемы вскрывающих и подготовительных выработок находятся через проектные объемы и нормативные скорости проходки (табл. 6.3).

Таблица 6.3-Нормативные скорости проведения горных выработок

Вид горных выработок и работ	Скорость выполнения работ
Стволы:	
вертикальные, м/мес	55
наклонные, м/мес	50
углубка вертикальных стволов, м/мес	25
Околоствольные дворы и камеры (на один забой) и сопряжения выработок (на одно сопряжение), м <sup>3</sup> /мес	400
Квершлаг и полевые штреки, м/мес	70
Капитальные рудоспуски и. восстающие, м/мес	45
Армирование стволов:	
установка расстрелов и навеска жестких проводников, м/мес	300
Прокладка трубопроводов (в одну нитку), м/мес	2000
Навеска кабелей (в одну нитку), м/мес	7000

Календарные планы составляют в форме таблицы-графика с указанием перечня и объемов работ, скоростей проведения выработок, затем определяют начало и продолжительность работ по каждому объекту и в целом по руднику. Пример оформления календарного плана представлен в Приложении 1

При составлении календарного плана необходимо ориентироваться на нормативный срок строительства рудника, который можно определить по формуле

$$T_{\text{стр}} = 2,8 + 0,0026 \cdot N + 0,52 \cdot A, \text{ лет}, \quad (6.1)$$

где A – производственная мощность рудника, млн.т в год;

N – глубина вскрытия, м.

## 7. Техничко-экономическая оценка вариантов

### 7.1. Исходные данные для расчетов

#### 7.1.1. Стоимость зданий и сооружений

Стоимость зданий и сооружений поверхности шахты, дробильно-дозаторного и подъемного комплекса пропорциональна мощности рудника (табл. 7.1, 7.2, 7.3).

Таблица 7.1

Стоимость зданий и сооружений при вскрытии вертикальными стволами и применении одноканатного подъема (тыс.у.е.)

Наименование объектов	Производительность рудника, тыс. т/год				
	30 - 70	110 - 300	300 - 600	600 - 1000	1000 - 1500
Копер	16	68	68	70	100
Надшахтное здание	19	28	33	38	44
Здание подъемных машин	30	50	80	90	120
Погрузочные бункеры и эстакады	20	29	85	170	250

Таблица 7.2

Затраты на сооружение типовых башенных копров

Годовая производительность рудника, млн.т	Диаметр ствола, м	Высота копра, м	Строительный объем, м <sup>3</sup>	Затраты на сооружение, тыс. у.е.	Размеры в плане, м
1	2	3	4	5	6
I. Скиповой и скипоклетевой стволы					
2	6,0	68	19,4	458	12x 18
5	7,5	70	29,9	706	18 x 18
6	8,0	70	40,7	965	21 x 21
7	7,5	68	29,1	686	18 x 18
	6,0	68	19,4	458	12 x 18
II. Клетевой ствол					
2	5.5	42	14,7	542	12 x 18
5	6,5	52	26,9	656	18 x 18
6	7.0	56	55,9	799	18 x 21

Величину капитальных затрат на оборудование при отсутствии данных по сооружаемому объекту можно находить по эмпирическим зависимостям от годовой производительности рудника (А, млн. т) и глубины разработки (Н, м) (табл. 7.4).

Таблица 7.3

Стоимость подвесной дороги, тыс. у.е.

Длина дороги, км	Производительность подвесной дороги, т/ч				
	50	100	150	250	500
1	190	210	225	250	425
2	240	260	280	550	470
5	580	440	560	650	950
10	660	840	940	1250	1750
25	1640	1900	2400	2900	4100



Таблица 7.4 -Зависимости для определения капитальных затрат на оборудование, тыс. у.е.

Стволы шахт	Зависимости
Скипо - клетевой	30,6 A + 0,274 H
Вспомогательный клетевой	25,6 A + 0,17 H
Наклонный конвейерный	7,68 A + 1,25 H + 100
Наклонный автомобильный (цех крупного дробления руды)	42,8 A + 0,128 H + 270
Главный вентиляционный с клетьевым подъемом	55 A + 90

### 7.1.2. Стоимость горно-капитальных и горно-подготовительных выработок

Стоимость проходки выработок зависит от геологических условий, их назначения и сечения, типа крепи. На стадии укрупненных расчетов при сравнении вариантов вскрытия, детальных расчетов стоимости выработок обычно не проводят, а принимают их по фактическим данным. Полная стоимость проведения 1 м<sup>3</sup> выработок приведена в табл. 7.5.

Таблица 7.5 - Ориентировочные стоимости проведения подземных горных выработок, у.е./м<sup>3</sup>

Наименование выработок, сечение, способ крепления	Коэффициенты крепости пород			
	4 - 6	7 - 10	11 - 15	≥ 16
1	2	3	4	5
1. Стволы шахт				
Сечение 14 - 17 м <sup>2</sup> : Крепление бетонное	83,9	90,7	103,9	130,4
Сечение 18 - 22 м <sup>2</sup> : Крепление бетонное	78,0	76,5	88,2	109,8
Сечение 23 - 33 м <sup>2</sup> : Крепление бетонное	59,5	64,3	74	92,2
Сечение 34 м <sup>2</sup> и более: Крепление бетонное	52,0	56,2	64,6	80,4
2. Наклонные стволы конвейерные				
Сечение 8 - 12 м <sup>2</sup> : Крепление бетонное	87,2	96,4	102,2	115,6
Сечение 13 - 16 м <sup>2</sup> : Крепление бетонное	79,4	88,2	94,6	107,2
3. Наклонные съезды для самоходного оборудования				
Крепление бетоном	31,5	40,0	48,0	58,4
Крепление штанговое	25,7	33,3	41,3	50,1
Без крепления	22,3	29,2	37,4	45,9
4. Камеры различных назначений (околоствольные дворы, камеры слепых стволов)	83,3	96,6	116,7	167,6
5. Горизонтальные выработки				
Сечение 6 - 12 м <sup>2</sup> Крепление бетонное	50,0	60,0	75,0	115,0
Крепление штанговое	20,9	27,2	36,8	58,4
Без крепления	18,6	25,3	33,8	54,6
Сечение 12 - 20 м <sup>2</sup> Крепление бетонное	45,0	55,2	70,6	109,0
Крепление штанговое	18,3	24,6	31,4	52,5
Без крепления	16,2	23,4	30,6	50,0
6. Восстающие и рудоспуски				
Сечение 10 - 15 м <sup>2</sup> : Без крепления	23,1	37,1	55,6	81,0
Крепление штанговое	45,0	49,0	58,5	90,0
Сечение 4 - 9 м <sup>2</sup> : Без крепления	34,5	56,1	82,8	121,0
Крепление штанговое	68,9	75,7	89,6	137,5

### 7.1.3. Расчет годовых эксплуатационных затрат

Годовые эксплуатационные затраты включают в расчеты после строительства и ввода в эксплуатацию рудника.

Затраты на транспорт, поддержание выработок, водоотлив, проветривание зависят от параметров шахтного поля и производительности рудника ( $A$ , млн. т).

Годовые затраты на транспортирование руды:

- при центральном вскрытии

$$\sum C_{\text{тр}}^{\text{год}} = C_{\text{тр}} \left( L_{\text{кв осн}} + \frac{L_{\text{шпр}}}{4} \right) \cdot A, \text{ у.е.} \quad (7.1)$$

- при фланговом вскрытии:

$$\sum C_{\text{тр}}^{\text{год}} = C_{\text{тр}} \left( L_{\text{кв осн}} + \frac{L_{\text{шпр}}}{2} \right) \cdot A, \text{ у.е.} \quad (7.2)$$

- на поверхности:

$$\sum C_{\text{пов}}^{\text{год}} = C_{\text{пов}} \cdot L_{\text{пов}} \cdot A, \text{ у.е.} \quad (7.3)$$

где  $L_{\text{пов}}$  - дальность транспортирования руды на поверхности, км;

$C_{\text{тр}}, C_{\text{пов}}$  - себестоимость подземного и поверхностного транспорта 1 т руды, у.е./т;

$A$  – производственная мощность рудника, т.

Себестоимость подземной электровозной откатки одной тонны руды

$$C_{\text{тр}} = 0,072 + \frac{0,048}{A}, \text{ у.е./т} \quad (7.4)$$

Себестоимость подземного конвейерного транспорта

$$C_{\text{тр}} = 0,022 + \frac{0,048}{A}, \text{ у.е./т} \quad (7.5)$$

Себестоимость конвейерного транспорта на поверхности

$$C_{\text{тр}} = 0,01 + \frac{0,03}{A}, \text{ у.е./т} \quad (7.6)$$

Себестоимость транспортирования автосамосвалами на поверхности принимать равной  $C_{\text{пов}} = 0,1 \div 0,14$  у.е./т.

Себестоимость дробления тонны руды перед загрузкой на ленту или в скип

$$C_{\text{др}} = 0,015 + \frac{0,05}{A}, \text{ у.е./т} \quad (7.7)$$

Себестоимость подъема скипами тонны руды по вертикальному стволу на 100 м по вертикали:

$$C_{\text{под}}^{\text{ск}} = 0,0457 + \frac{0,0066}{A}, \text{ у.е./т} \quad (7.8)$$

Себестоимость клетьевого подъема по вертикальному стволу  $C_{под}^{кл} = (1,2 \div 1,3)C_{под}^{ск}$ .

Себестоимость подъема тонны руды конвейером по наклонному стволу на 100 м по вертикали:

$$C_{под} = 0,0582 + \frac{0,086}{A}, \text{ у.е./т} \quad (7.9)$$

Себестоимость подъема тонны руды на 100 м трассы автомобильным транспортом:

$$C_{под} = 0,09583 + \frac{0,048}{A}, \text{ у.е./т} \quad (7.10)$$

Стоимость водоотлива по вертикальному стволу на 100 м высоты:

$$C_b = 0,00421 + 8,08 \cdot 10^{-5} \cdot q + \frac{0,00845}{A}, \text{ у.е.}, \quad (7.11)$$

где  $q$  - коэффициент водообильности, м<sup>3</sup>/ч на 1 млн. т. годовой добычи.

Затраты на проветривание:

$$C_{пр} = 0,0144 + 2,9 \cdot 10^{-5} \cdot H_{ср} + k \cdot 10^{-5} \cdot L + \frac{0,009}{A}, \text{ у.е.} \quad (7.12)$$

где  $L$  – протяжённость вентиляционной струи от устья воздухоподающего до устья воздуховыдающего стволов, м;

$H_{ср}$  - средняя глубина горных работ, м;

$$H_{ср} = H_n + \frac{H_0}{2}, \text{ м}, \quad (7.13)$$

где  $H_n$  - мощность наносов;

$H_0$  - глубина оруденения, м;

$k$  - коэффициент, зависящий от схемы проветривания ( $k = 1,08$  для диагональной схемы,  $k = 2,16$  - для фланговой и центральной схем).

Ремонт выработки чаще всего состоит в полной или частичной замене крепи, величину затрат на поддержание выработок рассчитывают по коэффициенту износа крепи. Стоимостные данные для расчетов берутся из производственных отчетов или прейскурантов цен, исходя из конкретных условий эксплуатации выработки. Для приближенных расчетов затрат на текущий ремонт и поддержание вертикальных стволов принимаются в размере 1 %, наклонных - 1,5 %, горизонтальных выработок - 0,66 %, выработок околоствольных дворов – 0,3 % от стоимости их проведения.

При наличии рудных охранных целиков определяется абсолютная сумма перерасхода при их извлечении

$$\Sigma C_{ц} = ((C_{ц} - C_{доб})n_{ц} * Q_{ц}) / (1 - R_{ц}), \quad (7.14)$$

где  $(C_{ц} - C_{доб})$  – разница добычи и переработки товарной руды при выемке из охранных целиков и основных запасов, у.е.;

$n_{ц}$  – коэффициент извлечения руды из охранных целиков, дол. ед;

$R_{ц}$  – коэффициент разубоживания при извлечении охранных целиков, дол. ед.;

$Q_{ц}$  – запасы в охранных целиках, т.

Разница  $(C_{ц} - C_{доб})$  определяется из условия, что охранный целик извлекается системами разработки с твердеющей закладкой повышенной прочности. В расчетах можно рекомендуется принимать следующие значения (табл. 7.6).

Таблица 7.6 - Разница в добыче руды из охранный целика и

**ОСНОВНЫХ ЗАПАСОВ**

Технология отработки основных запасов	$(C_{ц}-C_{доб}), \text{ у.е./т}$
1. С твердеющей закладкой	$1,5/\gamma^*$
2. С сухой или гидрозакладкой	$6,0/\gamma$
3. С естественным поддержанием или обрушением руд и вмещающих пород	$7,5/\gamma$

\* -  $\gamma$  – объемный вес руды,  $\text{т/м}^3$

Годовой перерасход включается в эксплуатационные затраты и определяется следующим образом

$$\text{Э}_{ц} = \Sigma C_{ц} / T, \quad (7.15)$$

где T – срок существования рудника, лет.

**7.2. Экономическое сравнение вариантов вскрытия по критерию срока окупаемости капитальных затрат**

Выбор наиболее целесообразного варианта вскрытия и подготовки месторождения производится путем технико-экономического сравнения на основе дисконтированного срока окупаемости капитальных затрат. Дисконтирование – это приведение разновременных денежных потоков к одному моменту времени. Под сроком окупаемости капитальных затрат ( $\Sigma K_i$ ) подразумевается продолжительность периода, в течение которого сумма чистых годовых доходов равна сумме капитальных вложений, т.е это время за которое капитальные затраты будут возвращены за счет доходов от реализации продукции при том или ином варианте вскрытия. Дисконтированный срок окупаемости капитальных затрат ( $T_{ок}$ ) определяет момент условия, когда

$$\Sigma K_t / (1+E)^T = \Sigma (\Pi_t + A_t) / (1+E)^T, \quad (7.16)$$

где  $T_{ок}$  – сравнительный дисконтированный срок окупаемости капитальных затрат i-го варианта вскрытия и подготовки месторождения, лет;

$\Sigma K_t$  - капитальные затраты на вскрытие и подготовку месторождения i-го варианта, у.е.;

E – ставка дисконта, дол. ед. Принимать при E=5%;

T – срок эксплуатации месторождения, лет;  $\Pi_t$  – годовой размер прибыли, получаемой от эксплуатации месторождения при i-м варианте вскрытия и подготовки, у.е.;

$A_t$  – годовой размер амортизации при i-м варианте вскрытия и подготовки, у.е.

Срок окупаемости рекомендуется рассчитывать с учетом дисконтирования, со ставкой дисконта (E= 5%), если расчет ведется в у.е., в случае когда расчет производится в рублях, то E принимается равной годовому размеру инфляции (12%).

Исходные данные для расчета:

1. **Сумма капитальных затрат**, у.е. ( $\Sigma K_t$ ) – рассчитывается по приведенным зависимостям в п. 7.1.1., 7.1.2.

2. **Сумма эксплуатационных затрат**, у.е./год ( $\text{Э}_t$ )- рассчитывается по приведенным зависимостям в п.7.1.3.

3. **Сумма амортизационных отчислений** ( $A_{год}$ )- рассчитывается по зависимости, у.е./год.

$$A_{год} = \frac{K_{ст} + K_{кв} + K_{штр} + K_{од} + K_{пов.зд}}{B_{ступ}} A, \quad (7.17.)$$

где  $K_{ст}$ ,  $K_{кв}$ ,  $K_{штр}$ ,  $K_{од}$ ,  $K_{пов.зд}$  - капитальные затраты соответственно на строительство стволов шахт, квершлагов, околоствольных дворов, поверхностных зданий и сооружений, у.е.;

$B_{\text{ступ}}$  – балансовые запасы руды ступени вскрытия, т.

4. **Срок строительства**, лет ( $T_{\text{стр}}$ )- определяется согласно календарному плану строительства рудника.

5. **Затраты на очистную выемку**, у.е./ год ( $\mathcal{E}_{\text{оч}}$ )

Затраты на единицу очистной выемки ( $c_{\text{оч}}$ ) составляет 25% от себестоимости подземной добычи руды (табл. 7.7).

Т.о., годовые затраты на очистную выемку определяются исходя из себестоимости добычи и годовой производительности шахты:

$$\mathcal{E}_{\text{оч}} = 0,25c_{\text{доб}} \cdot A_{\text{год}} \quad (7.18)$$

где  $c_{\text{доб}}$  – себестоимость добычи полезного ископаемого, определяется исходя из принятой системы разработки по табл. 7.7, у.е./ т;

$A_{\text{год}}$  – годовая производительность рудника по руде, т/год.

Таблица 7.7- Себестоимость добычи 1 т руды ( $c_{\text{доб}}$ ) при различных системах разработки

Группа рудников	Условия и системы разработки	Себестоимость (у.е./т) добычи руды при производственной мощности рудника млн. т/год		
		До 0,5	0,5-1,0	1,0-2,0
1	Благоприятные условия и производительные системы (этажное и подэтажное обрушение, камерная, камерно-стобовая)	9,0-12,0	7,0-9,0	5,0-7,0
2	Средние по производительности системы (сплошная, система с магазинированием руды, слоевое обрушение) и условия разработки	12,0-15,0	9,0-12,0	7,0-9,0
3	Малопроизводительные системы (с закладкой и (или) креплением) при относительно неблагоприятных условиях	15,0-17,0	12,0-15,0	-

б. **Выручка от реализации продукции** ( $V_t$ ), у.е./ год

Годовая сумма выручки от реализации ( $V_t$ ) рассчитывается как произведение ценности полезного ископаемого ( $\Pi_{\text{п.и.}}$ ) на годовую производительность подземного рудника по руде ( $A_{\text{год}}$ ):

$$V_t = \Pi_{\text{п.и.}} \cdot A_{\text{год}}, \quad (7.19)$$

где  $V_t$  – выручка от реализации полезного ископаемого, у.е.;  $\Pi_{\text{п.и.}}$  - ценность полезного ископаемого, у.е./т.;  $A_{\text{год}}$  – производственная мощность рудника, млн. т/год.

Извлекаемая ценность руд цветных металлов (у.е./т):

$$\Pi_{\text{цм}} = 0,01 \cdot c(1-R)\epsilon \cdot K_0, \quad (7.20)$$

где  $c$  – содержание металла в балансовых запасах, %;  $R$  – коэффициент разубоживания руды, дол. ед.;  $\epsilon$  – цена 1 т руды металла, у.е. (табл. 7.8.);

$\epsilon$  - коэффициент извлечения металла в концентрат, дол. ед.;  $K_0$  - коэффициент действительного дохода рудника от стоимости конечной продукции, приходящегося на вскрытие месторождения.  $K_0 = 0,1 \div 0,15$

Извлекаемая ценность железной руды (у.е./т):

$$\Pi_{\text{цм}} = \frac{c(1-R)\epsilon}{\beta} \cdot \epsilon \cdot K_0, \quad (7.21)$$

где  $c$  - содержание железа в балансовых запасах, %;  $R$  – коэффициент разубоживания руды, дол. ед.;  $\alpha$  – цена 1 т железа, у.е.;  $\varepsilon$  - коэффициент извлечения железа в концентрат (0,85), дол. ед.;  $\beta$  - содержание железа в концентрате, %.

Цену 1 т железного концентрата ( $\beta=60\%$ ) рекомендуется принимать  $\alpha=30$  у.е.

Таблица 7.8- Рекомендуемые цены на цветные металлы и коэффициенты извлечения металлов в концентрат

Металл	Цена 1 т металла (ц), у.е.	Коэффициент извлечения металла ( $\varepsilon$ ), %
Алюминий	1800	98
Медь	3000	85
Никель	16000	70
Олово	7000	75
Свинец	1000	80
Цинк	1200	75

Исходные данные для расчета дисконтированного срока окупаемости капитальных затрат сводятся в таблицу 7.9.

Таблица 7.9- Исходные данные для расчета сравнительного дисконтированного срока окупаемости капитальных затрат по вариантам вскрытия

Наименование показателя	Вариант вскрытия	
	1	2
Выручка от реализации продукции, у.е./год		
Сумма амортизационных отчислений, у.е./год		
Срок строительства, лет		
Затраты на очистную выемку, у.е./год		
Сумма капитальных затрат, у.е.		
Сумма эксплуатационных затрат, у.е./год		

Далее производится расчет показателей для определения дисконтированного срока окупаемости капитальных затрат по каждому варианту вскрытия. Результаты расчета сводятся в таблицу 7.10.

Таблица 7.11 – Распределение капитальных затрат по годам

Срок строительства $T_{стр}$ , лет	Распределение капитальных затрат по годам, %								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
3	25	40	35						
4	17	30	30	23					
5	15	20	25	25	15				
6	10	20	20	20	20	10			
7	8	18	18	18	18	12	8		
8	6	16	16	16	16	12	10	8	
9	5	15	15	15	15	12	10	8	5
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...

Определение сравнительного срока окупаемости капитальных затрат производится подсчетом дисконтированного денежного потока нарастающим итогом. За дисконтированный срок окупаемости капитальных затрат необходимо принимать момент перехода с отрицательного значения дисконтированного денежного потока нарастающим итогом в положительное его значение.

Оптимальным считается тот вариант вскрытия, который имеет наименьший срок окупаемости. При получении одинаковых значений срока окупаемости по рассматриваемым

мым вариантам вскрытия выбор предпочтительного варианта вскрытия месторождения производится по минимальным величинам капитальных затрат и срока строительства рудника.

Таблица 7.12

Значения коэффициента дисконтирования в зависимости от нормы дисконта

Норма дисконта, %	Годы															
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	1	0,99	0,98	0,97	0,96	0,95	0,94	0,93	0,92	0,91	0,91	0,9	0,89	0,88	0,87	0,86
2	1	0,98	0,96	0,94	0,92	0,91	0,89	0,87	0,85	0,84	0,82	0,8	0,79	0,77	0,76	0,74
3	1	0,97	0,94	0,92	0,89	0,86	0,84	0,81	0,79	0,77	0,74	0,72	0,7	0,68	0,66	0,64
4	1	0,96	0,92	0,89	0,85	0,82	0,79	0,76	0,73	0,7	0,68	0,65	0,62	0,6	0,58	0,56
5	1	0,95	0,91	0,86	0,82	0,78	0,74	0,71	0,68	0,64	0,61	0,58	0,56	0,53	0,51	0,48
6	1	0,94	0,89	0,84	0,79	0,75	0,7	0,66	0,62	0,59	0,56	0,53	0,5	0,47	0,44	0,42
7	1	0,93	0,87	0,82	0,76	0,71	0,67	0,62	0,58	0,54	0,51	0,48	0,44	0,41	0,39	0,36
8	1	0,93	0,86	0,79	0,74	0,68	0,63	0,58	0,54	0,5	0,46	0,43	0,4	0,37	0,34	0,32
9	1	0,92	0,84	0,77	0,71	0,65	0,6	0,55	0,5	0,46	0,42	0,39	0,36	0,33	0,3	0,27
10	1	0,91	0,83	0,75	0,68	0,62	0,56	0,51	0,47	0,42	0,39	0,35	0,32	0,29	0,26	0,24
11	1	0,9	0,81	0,73	0,66	0,59	0,53	0,49	0,43	0,39	0,35	0,32	0,29	0,26	0,23	0,21
12	1	0,89	0,79	0,71	0,63	0,57	0,5	0,45	0,4	0,36	0,32	0,29	0,26	0,23	0,2	0,18
13	1	0,88	0,78	0,69	0,61	0,56	0,48	0,42	0,37	0,33	0,29	0,26	0,23	0,2	0,18	0,16
14	1	0,88	0,77	0,67	0,59	0,52	0,46	0,4	0,35	0,31	0,27	0,24	0,21	0,18	0,16	0,14
15	1	0,87	0,76	0,66	0,57	0,5	0,43	0,37	0,32	0,28	0,25	0,21	0,19	0,16	0,14	0,12
16	1	0,86	0,74	0,64	0,55	0,47	0,41	0,35	0,3	0,26	0,22	0,19	0,17	0,14	0,12	0,11
17	1	0,85	0,73	0,62	0,53	0,45	0,39	0,33	0,28	0,24	0,21	0,18	0,15	0,13	0,11	0,09
18	1	0,85	0,72	0,6	0,52	0,44	0,37	0,31	0,27	0,23	0,19	0,16	0,14	0,12	0,1	0,08
19	1	0,84	0,71	0,6	0,5	0,42	0,35	0,3	0,25	0,21	0,18	0,15	0,12	0,1	0,09	0,07
20	1	0,83	0,69	0,58	0,48	0,4	0,33	0,27	0,22	0,19	0,16	0,13	0,11	0,09	0,08	0,06

**Обоснование сечения горизонтальных и наклонных вскрывающих выработок  
и длины наклонного ствола.**

Ширина откаточных выработок при транспорте горной массы самоходным оборудованием, в том числе подземными самосвалами, должна приниматься с учетом зазоров между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенным в выработке оборудованием, составляющих 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м – с противоположной стороны. Зазор для прохода людей может быть уменьшен до 1 м в случае устройства ниш через 25 м или пешеходного трапа шириной 0,8 м на высоте 0,3 м.

Для снижения капитальных затрат при проходке и поддержании наклонных съездов принимаем зазоры со стороны прохода людей 1 м и с противоположной стороны 0,5 м

При доставке рудной массы до ствола железнодорожным транспортом исходя из ЕПБ, должны быть обеспечены свободные проходы для людей шириной не менее 0,7 м между стенкой (крепью) выработки, размещенным в выработке оборудованием, трубопроводами и наиболее выступающими частями подвижных средств. Указанная ширина свободных проходов для людей должна быть выдержана на всей протяженности выработок при высоте их над свободными проходами не менее 1,8 м. С противоположной стороны свободных проходов для людей должны быть обеспечены зазоры не менее 0,25 м между стенкой (крепью) выработки и наиболее выступающими частями подвижных средств.

Расстояние между осями рельсовых путей в двухпутевых выработках на всей их протяженности должно быть такое, чтобы зазор между наиболее выступающими частями встречных подвижных средств был не менее 0,2 м. Указанные в настоящем параграфе зазоры должны быть выдержаны также и на закруглениях.

Основных рассчитываются по следующим формулам:

высота свода  $h_0$ :

– при бетонной, набрызгбетонной крепи при  $f = 7-12$  и при штанговой и комбинированной крепи при  $f = 4-9$  – по формуле

$$h_0 = \frac{B}{3}; \quad (1)$$

– при набрызгбетонной крепи при  $f > 12$  и при штанговой и комбинированной крепи при  $f > 9$  – по формуле

$$h_0 = \frac{B}{4}; \quad (2)$$

145. . высота выработки от почвы до верхней точки свода  $h_v$  – по формуле

$$h_v = h + h_0, \quad (3)$$

где  $h$  – высота вертикальной стенки выработки от ее почвы, м;

3) радиус осевой дуги свода  $R$  – по формулам:

$$R = 0,692B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3} \text{)}; \quad (4)$$

$$R = 0,905B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4} \text{)}; \quad (5)$$

4) радиус боковой дуги свода  $r$  – по формулам

$$r = 0,262B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3} \text{)}; \quad (6)$$



$$r = 0,173B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4} \text{)}; \quad (7)$$

5) площадь поперечного сечения выработки в свету  $S_{св}$  – по формулам

$$S_{св} = B(h_1 + 0,26B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3} \text{)}; \quad (8)$$

$$S_{св} = B(h_1 + 0,196B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4} \text{)}, \quad (9)$$

где  $h_1$  – высота вертикальной стенки выработки от балластного слоя.

Для определения парка самоходной техники задействованной на очистных работах необходимо произвести расчет длины наклонного съезда и подготовительных выработок на самом нижнем горизонте (критическую длину откатки).

Длина наклонного съезда будет равна

$$L_{нс} = L_{нч} + L_{гор} \quad (10)$$

где  $L_{нч}$  – длина наклонного съезда без учета горизонтальных вставок, м;  $L_{гор}$  – суммарная длина горизонтальных вставок, м.

$$L_{нч} = H / \sin \alpha \quad (11)$$

где  $H$  – глубина залегания месторождения, м;  $\alpha$  – угол уклона наклонного съезда (для одноосных автосамосвалов не более 7 градусов для двухосных не более 10 градусов), град.

$$L_{гор} = ((L_{нч} / l_B) - 1) * L_{горв} \quad (12)$$

где  $L_{горв}$  – длина горизонтальной вставки, м;  $l_B$  – расстояние между горизонтальными вставками (расстояние между горизонтальными вставками принимаем равное 200 м), м.

Проектирование сечения вскрывающих выработок при использовании самоходного оборудования и электровозной откатки осуществляется исходя из основных параметров ее сечения и типоразмеров применяемого оборудования рисунок 1,2.

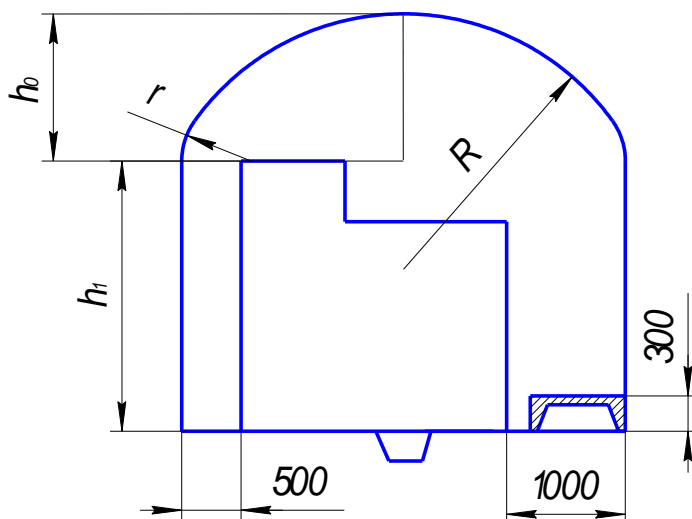


Рис. 1. Сечение наклонного съезда.

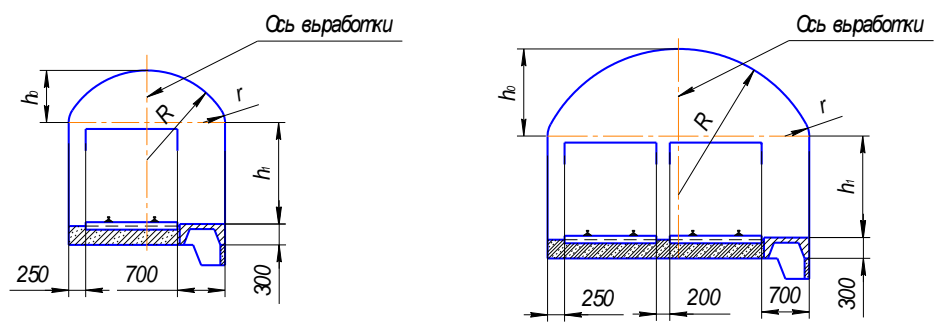


Рис.2. Сечения откаточных квершлагов

### Определение сечения вертикального ствола

В том случае если главной вскрывающей выработкой является вертикальный ствол, его сечение определяется графическим способом исходя из типа применяемого подъемного оборудования.

Для определения типа и числа скипов, размещаемых в стволе, необходимо знать величину поднимаемого груза, которую определяют в следующей последовательности:

1. Часовая производительность подъема:

$$Q_{\text{ч}} = \frac{K_{\text{н}} A_{\text{г}}}{N t_{\text{п}}}, \text{ т/ч}, \quad (1)$$

где  $K_{\text{н}} = 1,15 \div 1,25$  – коэффициент неравномерности работы подъема;  $A_{\text{г}}$  – годовая производственная мощность шахты, т/год;  $N$  – число рабочих дней в году (можно принимать  $N = 305$ );  $t_{\text{п}}$  – продолжительность работы подъема в сутки, ч (можно принимать  $t_{\text{п}} = 18$  ч).

2. Максимальная скорость движения гружёного скипа по стволу:

$$V_{\text{max}} \leq 0,4 \sqrt{H}, \text{ м/с}; \quad (2)$$

$$H = H_{\text{СТ}} + h_{\text{п}}, \text{ м}, \quad (3)$$

где  $H$  – высота подъема, м;  $H_{\text{СТ}}$  – глубина ствола шахты, м;  $h_{\text{п}}$  – высота приемной площадки над устьем ствола, м.

3. Средняя скорость движения скипа:

$$V_{\text{СР}} = V_{\text{max}} / 1,4, \text{ м/с}. \quad (4)$$

4. Продолжительность движения скипа за один подъём по стволу с учетом ускорения и замедления:

$$t_{\text{СК}} = \frac{H}{V_{\text{СР}}} + 25, \text{ с}. \quad (5)$$

5. Продолжительность одного цикла подъёма:

$$t_{\text{Ц}} = t_{\text{СК}} + \Theta, \text{ с}, \quad (6)$$

где  $\Theta$  – продолжительность паузы на загрузку и разгрузку скипа, клетки (табл. 5.2)

Таблица 1 - Продолжительность паузы на загрузку и разгрузку скипа, клетки

Длина клетки, м	Пауза, с	Емкость скипа, м <sup>3</sup>	Пауза, с
2,55	20	4	7
3,1	25	5	8
4,5	30	7	9
6,5	40	9,5	11
-	-	11	12
-	-	15	15
-	-	17	17
-	-	21,5	21

6. Число подъёмов в час:

$$n_{\text{ч}} = 3600 / t. \quad (7)$$

7. Грузоподъёмность скипа:

$$q_{\text{СК}} = Q_{\text{ч}} / n_{\text{ч}}, \text{ т}. \quad (8)$$

8. Вместимость скипа:

$$V_{\text{СК}} = q_{\text{СК}} K_{\text{Р}} / \rho, \text{ м}^3, \quad (9)$$

где  $K_{\text{Р}}$  – коэффициент разрыхления полезного ископаемого или породы;  $\rho$  – объёмная масса полезного ископаемого или породы в массиве, т/м<sup>3</sup>.

По полученному значению  $q_{\text{СК}}$  или  $V_{\text{СК}}$  принимают ближайший типовой скип и или клеть (табл. 5.3).

При построении сечения вертикального ствола шахты необходимо учитывать следующие зазоры и расстояния регламентированные ЕПБ:

- при металлической армировке: не менее 150 мм;

- при смешанной и деревянной армировке: не менее 200 мм.  
 Между встречными движущимися сосудами: не менее 300 мм;  
 между стенками сосуда и крепью ствола при бетонной крепи: не менее 150 мм;  
 между двумя движущимися сосудами при отсутствии расстрелов: не менее 200 мм;  
 между подъемными сосудами и расстрелами, несущими проводник: не менее 150 мм;

между расстрелами и частями сосудов, удаленных от оси проводников на расстоянии до 75 мм, при двустороннем расположении проводников: не менее 40 мм;  
 между клетью и бетонной крепью: не менее 200 мм.

Конструкция лестничного отделения в целях обеспечения возможности свободного перемещения спасательных команд в респираторах должна удовлетворять следующим условиям:

размеры лазов в полках должны иметь длину не менее 0,7 м, а ширину – не менее 0,6 м;

расстояние от основания лестницы до крепи ствола должно быть не менее 0,6 м;

расстояние между полками должно быть не более 8 м;

лестницы должны быть установлены с наклоном не более 80°;

ширина лестницы должна быть не менее 0,4 м.

Таблица 2 - Распределение оборудования исходя их габаритных размеров вагонеток, скопов и клеток.

№ п/п	Шахтные вагонетки					Шахтные клетки		
	Тип	Объем кузова (м³)/масса вагонетки, т	Длина, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Тип	Длина, мм	Ширина, мм
1	Вг	1,2/0,78	1850	1000	1300	11НВ2,0А	2000	1320
						21НВ2,0А	2000	1320
						51НВ2,0А	2000	1320
						61НВ2,0А	2000	1320
2	Вг	1,3/0,61	2100	800	1300	11НВ2,5А	2500	1320
						21НВ2,5А	2500	1320
						31НВ2,5А	2500	1320
						51НВ2,5А	2500	1320
						61НВ2,5А	2500	1320
						61НВ2,55	2500	1026
3	Вг	2,2/1,518	2950	1200	1300	11НВ3,1А; 11НВ3,1РА	3100	1370
						21НВ3,1А; 21НВ3,1РА	3100	1370
						31НВ3,1А	3100	1370
						31НВ3,1РА	3100	1370
						41НВ3,1А; 41НВ3,1РА	3100	1370
						51НВ3,1А	3100	1370
						61НВ3,1А	3100	1370
4	Вг	2,5/1,435 3,3/2,34	2975 3450	1240 1320	1300	21НВ3,6А	3600	1400
						41НВ3,6А; 41НВ3,6РА	3600	1400
5	Вг Вг	4/3,860 4,5/4,20	3850 3950	1320 1350	1600 1550	31НВ4,5А; 31НВ4,5РА	4500	1500
						41НВ4,5А	4500	1500
						61НВ4,5А; 61НВ4,5РА	4500	1500
						71НВ4,5А	4500	1500
6	Шахтные скипы					Шахтные клетки		
	1СН 4-2	4	1350	1350	7190	11НВ2,5А	2500	1320
7	1СН 5-2	5	1640	1440	711	31НВ3,1А	3100	1370

					0			
8	1СН 7-2	7	1640	1440	946 0	31НВ3,1А	3100	1370
9	1СН 9,5-2	9,5	1740	1680	973 0	21НВ3,6А	3600	1400
10	2СН 11-2	11	1740	1680	127 60	21НВ3,6А	3600	1400
11	3СН 15-2	15	1800	1740	162 00	21НВ3,6А	3600	1400
12	3СН 17-2	17	2350	1900	152 00	21НВ3,6А	3600	1400
13	2СН 21,5-2	21,5	2350	1900	162 20	21НВ3,6А	3600	1400

1- число над чертой сечение ствола с одной клетью – под чертой с двумя.

2- число до черты сечение ствола, а после черты сечение воздухо-подающей части ствола

При использовании в качестве воздуха падающей выработки скипо-клетевого ствола расчет скорости движения воздуха производится только по клетевому отделению.

Сечение вертикального ствола определяется графическим путем зная размеры подъемных сосудов, расстрелов проводников, направляющих башмаков на подъемных сосудах и требования ЕПБ.

Для этого на бумаге или в графическом редакторе в масштабе наносят расстрелы и располагают оборудование (подъемные сосуды, расстрелы, лестничное и трубо-кабельное отделение) с учетом необходимых зазоров.

Вокруг данного оборудования описывают окружность с учетом зазоров между крепью и подъёмными сосудами. Для этого необходимо найти три точки, не лежащие на одной прямой и находящиеся в одной горизонтальной плоскости. Ими могут быть точки, отстоящие от выступающих частей оборудования на расстояние не менее 150 мм, а так же точка отстоящая на  $1,5 \div 1,57$  м от середины расстрела, отделяющего лестничное и трубо-кабельное отделение. (рис.1)

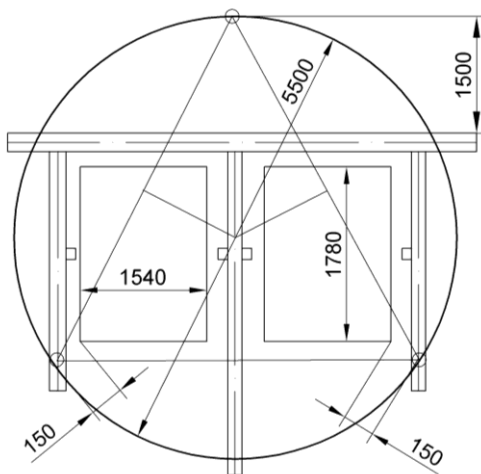


Рисунок. 1. – Определение диаметра ствола графическим способом.

**Расчет численности парка автосамосвалов и погрузочно-доставочных машин.**

Расчет часовой производительности для ПДМ производится по формуле О.А. Байко-  
нурова., А.Т. Филимонова, С.Г. Калошина:

$$Q_{т.д}=60V_k k_{н.к.} \rho / (t_{ц} k_p), \quad (1)$$

где  $V_k$  – вместимость ковша, м<sup>3</sup>;  $k_{н.к.}$  – коэффициент наполнения ковша (равен 0,8-1.1);  $\rho$  – плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $t_{ц}$  – продолжительность цикла, мин;  $K_p$  – коэффициент разрыхления.

$$T_{ц}=t_n+t_{разг}+k_d(t_r+t_{п}), \quad (2)$$

где  $t_n$  - наполнение ковша, мин;  $t_{разг}$  – время разгрузки ковша, мин;  $k_d$  – коэффициент неравномерности движения (1,1);  $t_r$  – время движения машины с грузом, мин;  $t_{п}$  – время движения порожней машины, мин.

$$T_n=4,2k_{нг}/60, \quad (3)$$

где  $k_{нг}$  – коэффициент, учитывающий выход негабарита (равен 1;1,2;1,3;1,4 при вы-  
ходе негабарита соответственно 0-5; 5-10; 10-15; 15-20%).

$$T_{разг}=3,1 k_m/60, \quad (4)$$

где  $k_m= 1,1-1,15$  – коэффициент, учитывающий маневры при разгрузке.

$$T_r=0,06L_d/v_r, \quad (5)$$

где  $L_d$  длина доставки, м;  $v_r$  – средняя скорость движения машины с грузом, км/ч.

$$T_{п}=0,06L_d/v_{п}, \quad (6)$$

где  $v_{п}$  – средняя скорость движения порожней машины, км/ч.

Для определения количества автосамосвалов необходимо произвести расчет сменной  
производительности.

Эксплуатационная сменная производительность ( $Q_{см}$ ) одной транспортной маши-  
ны (автосамосвала или самоходного вагона):

$$Q_{см} = \frac{60T_{см} V_{куз} k_3 \gamma k_u K_p}{t_p k_n} \quad (7)$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, час;  $V_{куз}$  – вместимость кузова, м<sup>3</sup>;  $k_3$  – коэффи-  
циент загрузки кузова;  $\gamma$  – удельный вес рудной массы т/м<sup>3</sup>;  $k_n$  – коэффициент неравно-  
мерности грузопотока (при отсутствии аккумулирующей емкости  $k_n=1,5$  при наличии –  $k_n$   
 $= 1,25$ , при транспортировании рудной массы из проходческого забоя  $k_n = 2$ )  $k_u = 0,7 - 0,8$   
– коэффициент использования машины;  $K_p$  – коэффициент разрыхления.

Продолжительность одного рейса транспортной машины (мин):

$$t_p = t_{погр} + t_{дв} + t_{раз} + t_{м.р.} + t_{разм} \quad (8)$$

где  $t_{раз} = 0,7$  – время разгрузки, мин.

При работе машины в комплексе с ковшевым погрузчиком время погрузки (мин):

$$t_{погр} = \frac{V_{куз} k_{зк} t_{ц} k_{ман}}{60V_k k_3} \quad (9)$$

где  $k_{зк}$  – коэффициент заполнения ковша ПДМ ( $k_{зк} = 0,7-0,8$ );  $t_{ц}$  – время цикла ПДМ,  
мин;  $k_{ман} = 1,2$  – коэффициент учитывающий время затраченное на маневры машины в за-  
бое;  $V_k$  – вместимость ковша ПДМ, м<sup>3</sup>.

Продолжительность (мин) движения машины в грузовом и порожняковом направ-  
лениях

$$t_{дв} = \frac{60L}{k_{с.х.}} (V_{зр}^{-1} + V_{ногр}^{-1}) \quad (10)$$

где  $k_{с.х.}$  – коэффициент учитывающий среднюю скорость движения принимается в зависимости от длины транспортирования (при  $L < 0,3$  км  $k_{с.х.} = 0,6$ ; при  $L > 0,3$  км  $k_{с.х.} = 0,75$ );  $V_{гр}$  – скорость груженого автосамосвала км/час;  $V_{пор}$  – скорость порожнего автосамосвала км/час.

Время на разминовку при работе более одного автосамосвала

$$t_{разм} = n_{разм} t_1 \quad (11)$$

где  $n_{разм}$  – количество разминок;  $t_1 = 2$  продолжительность ожидания в разминовке, мин.

Количество разминок в которые будут заезжать автосамосвалы для ожидания можно рассчитать по формуле

$$n_{разм} = n_{сам} - 1 \quad (12)$$

Расчетное число транспортных машин применяемых на руднике для выдачи рудной массы на поверхность

$$n = A_{см} / Q_{см} \quad (13)$$

где  $A$  – производственная мощность предприятия, т\смену;

$$A_{см} = A / T_{см} \cdot N$$

Инвентарное число машин находящихся в ремонте и в резерве рассчитывается по формуле:

$$n_{ин} = k_p \cdot \Sigma n \quad (14)$$

где  $k_p$  – инвентарный коэффициент, учитывающий число машин в резерве и ремонте, принимаемый в зависимости от режима работы транспорта и категорий транспортных выработок. При двухсменном режиме работ  $k_p = 1,25 - 1,3$ , при трехсменном —  $k_p = 1,4 - 1,5$ ;  $\Sigma n$  – общее число однотипных транспортных машин, работающих на всех участках.

### Эксплуатационный расчет ленточного конвейера

Исходными данными для расчета ленточного конвейера являются: расчетный грузопоток, поступающий на конвейер; плотность, гранулометрический состав и угол естественного откоса транспортируемой горной массы; максимальная длина транспортирования и угол наклона трассы; параметры конвейера в соответствии с технической характеристикой; условия эксплуатации (стационарная или полустационарная установка).

Цель расчета — проверка соответствия параметров установленного конвейера условиям его эксплуатации, а именно — проверка ширины ленты по расчетному грузопотоку, определение запаса прочности ленты и мощности привода, а также возможной длины конвейера в одном ставе. Полученные расчетные параметры сравнивают с фактическими параметрами ленточного конвейера.

Техническая производительность (т/ч) ленточного конвейера

$$Q_T = 3600 \cdot \Omega \cdot \gamma \cdot k_\beta \cdot k_1 \quad (1)$$

где  $Q$  — площадь поперечного сечения горной массы на ленте конвейера,  $m^2$ ;  $k_\beta$  — коэффициент снижения площади поперечного сечения горной массы на ленте в зависимости от угла наклона конвейера;  $k_i$  - коэффициент, учитывающий условия эксплуатации ( $k_1=1$  — для стационарной установки,  $k_1 = 0,95$  — для полустационарной).

Площадь поперечного сечения ( $m^2$ ) горной массы на ленте при трехроликовой опоре (см. рис. 15,6, в)

$$\Omega = \frac{1}{4} b_1^2 \operatorname{tg} \varphi_\delta + \frac{1}{4} (b_1^2 - b^2) \operatorname{tg} \delta \quad (2)$$

где  $b_1 = 0,9B - 0,05$  — рабочая ширина ленты, м (см. рис. 16.5,в);  $B$  - ширина ленты, м.

С достаточной точностью техническую производительность можно определить по формуле

$$Q_T = k_{11} B^2 v \gamma k_\beta k_1 \quad (3)$$

В этой формуле значения коэффициента производительности

$$k_{11} = \frac{3600 \Omega}{(0,9B - 0,05)^2} \quad (4)$$

зависят от угла  $\delta$  установки боковых роликов и угла естественного откоса  $\varphi_\delta$  транспортируемой горной массы (табл. 1).

Скорость движения ленты  $v$  для подземных ленточных конвейеров выбирают в зависимости от ширины ленты и видатранстируемого груза из следующего ряда: 1; 1,6; 2; 2,5; 3,15; 4 м/с. Для расчета производительности значение  $v$  принимают по характеристике конвейера. Если производительность задана, то по формуле (3) можно определить необходимую скорость ленты.

При углах установки конвейера от 0 до 6° коэффициент  $k_\beta = 1$  от 6 до 18° -  $k_\beta = 0,95$

Таблица 1 - Значения коэффициента производительности  $k_{11}$

Тип роlikоопоры	Расчетный угол откоса насыпного груза		
	15	20	25
Однороликовая	250	330	420
Двухроликовая с углом наклона роликов $\delta$ , градус:			
20	500	580	660
45	570	615	660
Трехроликовая с углом наклона боковых роликов $\delta$ , градус:			



20	470	550	640
30	550	625	700
35	590	660	730
45	635	690	750

Необходимая техническая производительность ленточного конвейера должна быть на 15—20% больше поступающего на конвейер грузопотока горной массы.

Необходимая ширина ленты (м)

$$B = 1.1 \left( \sqrt{\frac{Q_T}{k_{\Pi} k_{\beta} k_1 v \gamma}} \right) \quad (5)$$

Полученную ширину ленты округляют до стандартной ширины  $B_k$  и проверяют по кусковатости горной массы:

для рядового груза; содержащего куски максимальных размеров в количестве до 10% от общей массы,

$$B_k > 2a_{max} + 200; \quad (6)$$

для сортированного груза

$$B_k > 3,3a_{cp} + 200 \quad (7)$$

где  $a_{max}$  и  $a_{cp}$  — соответственно наибольший и средний размеры куска, мм.

Для определения натяжения и запаса прочности ленты выполняют тяговый расчет ленточного конвейера методом обхода-контра по точкам (см. 2.2) с учетом конфигурации трассы и схемы обводки лентой барабанов:

$$W_{cp} = Lg \{ [(q = q_{\Pi}) \cos \beta = q_e] \varpi \pm (q = q_{\Pi}) \sin \beta \} \quad (8)$$

$$W_{nop} = Lg [(q_{\Pi} \cos \beta + q_H) \varpi \pm q_{\Pi} \sin B] \quad (9)$$

где  $q$ ,  $q_{\Pi}$ ,  $q_e$  и  $q_H$  — масса, приходящаяся на 1 м длины конвейера, соответственно груза, ленты и вращающихся частей роlikоопор верхней и нижней ветвей, кг/м. Значения  $q_e$  и  $q_H$  принимают по данным завода-изготовителя или вычисляют по формулам:

$$q = \frac{Q}{3.6v}; \quad q_e = \frac{G_B}{l_B}; \quad q_H = \frac{G_H}{l_H}; \quad (10)$$

где  $l_e$  и  $l_H$  — расстояние между роlikоопорами, м;  $G_B$ ,  $G_H$  — масса (кг) вращающихся частей соответственно верхней и нижней роlikоопор, принимаемая в зависимости от ширины ленты  $B$  (мм):

B	800	1000	1200	1600
G <sub>втрехроlikовой опоры</sub>	8,5	22	57	116
G <sub>вднороlikовой опоры</sub>	7,7	19	40	78

инейную массу ленты  $q_l$  определяют по технической характеристике ленты; для резино-тросовой — по табл. 2, для резинотканевой — по табл. 2.

Для подземных конвейеров коэффициент сопротивления движения ленты по роlikовому ставу  $\varpi = 0.035 \div 0.04$

Тяговое усилие привода конвейера (Н)

$$F = k(W_{rxi} = W_{nop}) = S_{наб} - S_{сб} \quad (11)$$

где  $k$  — коэффициент, учитывающий местные сопротивления на конвейере (наличие отклоняющих барабанов, загрузочных и очистных устройств) и зависящий от длины конвейера  $L$  (м):

Таблица 2- Параметры резиноканевых конвейерных лент

Барaban	Коэффициент сцепления $\mu$	Угол обхвата $\alpha$ , градус (рад)							
		180 (3,14)	190 (2,32)	200 (3,5)	220 (3,84)	240 (4,19)	270 (4,71)	300 (5,24)	400 (6,98)
Обточенный	$\frac{0,2}{0,35}$	$\frac{1,37}{2,57}$	$\frac{1,39}{2,71}$	$\frac{1,42}{2,85}$	$\frac{1,47}{3,17}$	$\frac{1,52}{3,52}$	$\frac{1,6}{4,12}$	$\frac{1,69}{4,82}$	$\frac{2,01}{8,14}$
Футерованный резиной	$\frac{0,25}{0,4}$	$\frac{2,2}{3,52}$	$\frac{2,29}{3,78}$	$\frac{2,4}{4,05}$	$\frac{2,62}{4,6}$	$\frac{2,85}{5,35}$	$\frac{3,25}{6,6}$	$\frac{3,71}{8,14}$	$\frac{5,74}{16,38}$

$L \dots \dots > 850 \ 480 \ 230 \ 140 \ 80 \ 50 \ 30 \ 20 \ 10$

$k \dots \dots \dots 1,1 \ 1,2 \ 1,4 \ 1,6 \ 1,9 \ 2,2 \ 2,6 \ 3,2 \ 4,5$

Натяжение ленты во всех точках конвейера определяют методом обхода контура по точкам (см. 2.2), находят максимальное значение натяжения ленты  $S_{\max}$ , натяжение в точке набегания ленты на приводной барабан  $S_{\text{наб}}$  и в точке сбегания  $S_{\text{сб}}$  (см. рис. 2.3, а) и сравнивают их отношение с тяговым фактором  $e^{\mu\alpha}$  привода конвейера (см. 1).

Минимальное натяжение ленты у привода на сбегавшей ветви по условию ее пробуксовки

$$S'_{\min} \geq k_T S_{\max} k_D / e^{\mu\alpha} \quad (12)$$

где  $k_T = 1,4: 2$  — коэффициент запаса тяговой способности привода;  $k_D = 0,75 : 1$  — коэффициент, учитывающий перегрузку ленты при пуске и торможении конвейера. Большие значения коэффициентов  $k_T$  и  $k_D$  принимают для конвейеров, не имеющих устройств смягчения пуска. Значения тягового фактора  $e^{\mu\alpha}$  принимают по табл. 3, величину угла обхвата  $\alpha$  — в зависимости от числа приводных барабанов и системы обводки ленты.

Минимальное натяжение ленты  $S''_{\min}$  проверяют по допустимому провесу  $f$  ленты на грузовой ветви между роликоопорами. В горизонтальных и наклонных подъемных конвейерах лента на грузовой ветви имеет минимальное натяжение обычно у хвостового барабана, т. е.  $S''_{\min} = S_3$  (см. рис. 2.3,а, б). Приближенно можно считать, что лента между роликами провисает как гибкая нить, поэтому стрела провеса ( $m$ )

$$f = \frac{(q + q_l) l_B^2 g}{8 S''_{\min}} \quad (13)$$

Таблица 3- Значение тягового фактора  $e^{\mu\alpha}$

Барaban	Коэффициент сцепления $\mu$	Угол обхвата $\alpha$ , градус (рад)							
		180 (3,14)	190 (2,32)	200 (3,5)	220 (3,84)	240 (4,19)	270 (4,71)	300 (5,24)	400 (6,98)
Обточенный	$\frac{0,2}{0,35}$	$\frac{1,37}{2,57}$	$\frac{1,39}{2,71}$	$\frac{1,42}{2,85}$	$\frac{1,47}{3,17}$	$\frac{1,52}{3,52}$	$\frac{1,6}{4,12}$	$\frac{1,69}{4,82}$	$\frac{2,01}{8,14}$
Футерованный резиной	$\frac{0,25}{0,4}$	$\frac{2,2}{3,52}$	$\frac{2,29}{3,78}$	$\frac{2,4}{4,05}$	$\frac{2,62}{4,6}$	$\frac{2,85}{5,35}$	$\frac{3,25}{6,6}$	$\frac{3,71}{8,14}$	$\frac{5,74}{16,38}$

Примечание. Данные в числителе — для условий работы конвейера при влажной атмосфере, в знаменателе — при сухой.

Принимая максимальную стрелу провеса  $f_{\max} = (0,0125 : 0,025) l_0$ , минимальное натяжение (Н)

$$S''_{\min} \geq (5 \pm 10)(q + q_l) l_B g \quad (14)$$

Запас прочности ленты  $m$  определяют по отношению разрывной прочности ленты  $S_{раз}$ , установленной на конвейере, к максимальному натяжению ленты  $S_{\max}$ , найденному методом обхода контура по точкам:

$$m = S_{раз} / S_{\max} \quad (15)$$

Для резинотканевых лент  $m = 9 : 10$ , для резинотросовых  $m = 7 : 9$  (большие значения принимают для наклонных конвейеров). Обычно для горизонтальных и наклонных подъемных ленточных конвейеров  $S_{\max} = S_{наб}$  (см. рис. 2.3, а, б).

Установленная мощность привода (кВт) горизонтального или наклонного подъемного конвейера

$$N = \frac{k_{зан} F v}{1000 \eta} = \frac{k_{зан} k (W_{зр} + W_{нор}) v}{1000 \eta} = \frac{k_{зан} (S_{наб} - S_{сб}) v}{1000 \eta} \quad (16)$$

Максимальную длину (м) ленточного конвейера в одном ставе, ограниченную по установленной мощности привода, можно определить по формуле (14), заменив в ней  $W_{зр}$  и  $W_{нор}$  их значениями [см. формулы (7) и (8)]:

$$L = \frac{1000 N \eta}{k_{зан} k g [(q + 2q_l + q_0 + q_n) \omega \cos \beta + q \sin \beta]} \quad (17)$$

Подставляя значения в формулу (15), можно построить график зависимости длины конвейера  $L$  от производительности (или линейной массы груза  $q$ ) и угла наклона установки  $\beta$  (см. рис. 9).

Максимальная длина (м) в одном ставе ленточного конвейера, исходя из прочности ленты,

$$L = \frac{S_{раз} (e^{\mu \alpha} - 1)}{k_{зан} k g [(q + 2q_l + q_0 + q_n) \omega \cos \beta + q \sin \beta]} \quad (18)$$

При более детальном расчете ленточного конвейера кроме распределенных сопротивлений движению ленты на линейных участках определяют: сосредоточенные сопротивления в местах загрузки конвейера и установки очистительного устройства; ход натяжного устройства; пусковой момент привода; усилие тормозного устройства.

Сечение конвейерного ствола определяется графическим путем исходя из ширины конвейерной ленты (рис. 1)

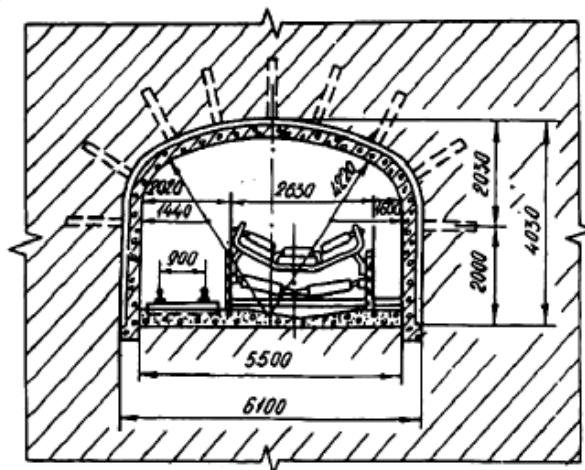


Рисунок. 1 - Сечение наклонного ствола с конвейерным подъемником

# Приложение 5

Наименование	Число забоев	Средняя выработка, м <sup>3</sup>	Длина выработки, м	Объем выработки, тыс. м <sup>3</sup>	Скорость проходки шт. м.	Количество выработки, тыс. т.	График работ																																																																							
							1												2												3												4												5												6											
							Месяцы												Месяцы												Месяцы												Месяцы												Месяцы												Месяцы											
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12							
Подготовительный период						15	[График работ]																																																																							
Проведение вертикальных стволов до гор +40 м							[График работ]																																																																							
- скипо-клетевой ствол с сопряжениями	1	62,7	510	32,0	55	9,2	[График работ]																																																																							
- клетевой ствол с сопряжениями	1	35,3	490	17,3	55	8,9	[График работ]																																																																							
- вентиляционный ствол с сопряжениями	1	24,6	480	11,8	55	8,7	[График работ]																																																																							
Углубка стволов до гор -600 м:							[График работ]																																																																							
- скипо-клетевой ствол с сопряжениями	1	62,7	590	37,0	25	23,6	[График работ]																																																																							
- клетевой ствол с сопряжениями	1	35,3	590	20,8	25	23,6	[График работ]																																																																							
- вентиляционный ствол с сопряжениями	1	24,6	580	14,3	25	23,2	[График работ]																																																																							
Армирование:							[График работ]																																																																							
- скипо-клетевого ствола;		62,7	1100	60,0	300	3,7	[График работ]																																																																							
- клетевого ствола;		35,3	1080	38,1	300	3,6	[График работ]																																																																							
- вентиляционного ствола		24,6	1080	26,1	300	3,5	[График работ]																																																																							
Переоснасти и монтаж оборудования в стволе						6	[График работ]																																																																							
Проведение горизонтальных выработок:							[График работ]																																																																							
гор +280 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	1960	20,9	100	19,6	[График работ]																																																																							
гор +200 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	3320	37,4	100	33,2	[График работ]																																																																							
гор +120 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	3900	44,3	100	39,0	[График работ]																																																																							
гор +40 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2890	32,2	100	28,9	[График работ]																																																																							
гор -40 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2300	24,2	100	23,0	[График работ]																																																																							
гор -120 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2630	27,9	100	26,3	[График работ]																																																																							
гор -200 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2650	28,5	100	26,5	[График работ]																																																																							
гор -280 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2300	24,6	100	23,0	[График работ]																																																																							
гор -360 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2770	30,3	100	27,7	[График работ]																																																																							
гор -440 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2790	30,4	100	27,9	[График работ]																																																																							
гор -520 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2400	25,7	100	24,0	[График работ]																																																																							
гор -600 м;	2	12/8 <sup>3</sup>	2400	25,6	100	24,0	[График работ]																																																																							
гор -680 м;	2	12	300	3,6		3,0	[График работ]																																																																							
Проведение наклонных съездов:							[График работ]																																																																							
гор +280 ÷ +200 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор +200 ÷ +120 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор +120 ÷ +40 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор +40 ÷ -40 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор -40 ÷ -120 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор -120 ÷ -200 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор -200 ÷ -280 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор -280 ÷ -360 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор -360 ÷ +440 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор +440 ÷ -520 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор -520 ÷ -600 м;	1	12	385	4,6	100	3,9	[График работ]																																																																							
гор -600 ÷ -680 м;	2	12	769,9	9,2	100	7,7	[График работ]																																																																							
Проведение камер и выработок:							[График работ]																																																																							
- околоствольного двора гор +40 м;	6			43,7	400	10,9	[График работ]																																																																							
- вспомогательных гор +40 м;	6			4,2	400	10,5	[График работ]																																																																							

